

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования

**АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФБГОУ ВО «АмГУ»)**

Факультет Инженерно-физический
Кафедра Геологии и природопользования
Специальность 21.05.04 – Горное дело

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой
_____ Д.В. Юсупов
« _____ » _____ 2021г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект цеха автоклавного окисления золотосодержащего сульфидного концентрата. Специальная часть: Выбор материала для обеспечения технологической прочности оборудования.

Исполнитель
студент группы 516-ос

(подпись, дата)

И.В.Подгорный

Руководитель
профессор, д.г.- м.н.

(подпись, дата)

И.В.Бучко

Консультанты:
по разделу безопасность
и экологичность проекта
профессор, д. г.-м. н.

(подпись, дата)

Т.В. Кезина

по разделу технологическая часть
доцент, к.т.н

(подпись, дата)

Л.Г. Никитина

По разделу экономика
доцент, к.г.н.

(подпись, дата)

Л.Г. Никитина

Нормоконтроль

(подпись, дата)

С.М. Авраменко

Рецензент

(подпись, дата)

Е.А. Левченко

Благовещенск 2021

АМУРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(ФГБОУ ВО «АмГУ»)

Инженерно-физический факультет
Кафедра геологии и природопользования

УТВЕРЖДАЮ
И.о. зав. кафедрой
_____ Д.В. Юсупов
« ____ » _____ 2021г.

ЗАДАНИЕ

К выпускному квалификационному проекту студента Подгорного Ильи Витальевича

1. Тема дипломного проекта – Проект цеха автоклавного окисления золотосодержащего сульфидного концентрата. Специальная часть: выбор материала для обеспечения технологической прочности оборудования

(утверждено приказом от 26.08.2020 №1734-уч)

2. Срок сдачи студентом законченного проекта: 04.02.2021

3. Исходные данные к дипломному проекту: опубликованная литература, фондовые материалы, нормативные документы

4. Содержание дипломного проекта (перечень подлежащих разработке вопросов): общая часть, геологическая часть, технологическая часть, выбор и расчет основного технологического оборудования, вспомогательные службы, специальная часть, экономическая часть

5. Перечень материалов приложения: (наличие чертежей, таблиц, графиков, схем, программных продуктов, иллюстративного материала и т.п.):

6 рисунков, 17 таблиц, 30 источников

6. Консультанты по дипломному проекту (с указанием относящихся к ним разделов): общая – Никитина Л.Г., безопасность и экологичность – Т.В. Кезина

7. Дата выдачи задания: 01.09.2020

Руководитель дипломного проекта: Бучко Инна Владимировна

(фамилия, имя, отчество, должность, ученая степень, ученое звание)

Задание принял к исполнению (дата) 01.09.2020

подпись студента

РЕФЕРАТ

Дипломный проект содержит 73 с., 13 таблиц, 3 рисунка, 5 чертежей, 30 источников.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ, АВТОКЛАВ, ЦИАНИРОВАНИЕ, ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ, СОРБЦИЯ, ДЕСОРБЦИЯ, ЭЛЕКТРОЛИЗ, ЛИГАТУРНОЕ ЗОЛОТО

В дипломном проекте рассмотрены методы переработки упорных золотых руд и концентратов, проведен анализ сырья и процессов переработки, с целью более полного извлечения золота.

Как показали исследования последних лет, одним из наиболее перспективных методов вскрытия упорного тонкодисперсного золота является автоклавное окислительное выщелачивание.

В соответствии с заданием в дипломном проекте обоснован выбор технологической схемы и основных параметров окислительного выщелачивания упорного сульфидного концентрата.

-в области технологии – выполнен полный расчет материального и теплового балансов процесса окислительного автоклавного выщелачивания, определены номенклатура и количество основного гидрометаллургического оборудования, рассчитанного на переработку 170 тыс. тонн концентрата в год.

-в области безопасности и экологичности проекта – освещены вопросы электро- и пожаробезопасности, охраны труда и охраны окружающей среды, а также ряд дополнительных мероприятий, что позволит отделению отвечать высоким требованиям безопасности производства.

-в специальной части рассмотрены вопросы обеспечения долговечности и технологической прочности автоклавного оборудования, повышение износоустойчивости и антикоррозионных свойств реакторов.

СОДЕРЖАНИЕ

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	5
1.1. Методы переработки упорных золотых руд и концентратов	7
1.2. Особенности состава остатков, получаемых при автоклавном окислительном выщелачивании золотосодержащих руд и концентратов ..	12
1.3. Технологические принципы автоклавного вскрытия руд и концентратов	13
1.4. Промышленная практика.....	17
1.5. Переработка шламов электролиза меди и никеля.....	22
1.6 Постановка задачи	23
2 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОИЗВОДСТВА	25
2.1 Автоклавное производство.....	25
2.2. Золотоизвлекающее производство	27
2.3. Аппаратурная схема производства.....	29
2.3.2. Расчет рационального состава кека автоклавного выщелачивания	32
С указанными ионами металлов связано серы в виде сульфат-иона:.....	33
Вещественный состав исходного концентрата.....	35
2.3.3. Расчет расхода кислородно-воздушной смеси.....	36
2.3.4. Расчет теплового баланса.....	39
2.4. Выбор технологического оборудования	41
3 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ.....	44
3.1. Выбор материала для обеспечения долговечности и технологической прочности автоклавного оборудования.....	44
3.1.1. Керамические материалы	44
3.1.2. Нержавеющие стали.....	45
3.1.4. Практика антикоррозионной защиты автоклавов	48
3.1.5. Обзор по коррозионной стойкости сталей и сплавов.....	51
в разбавленной серной кислоте	51
4 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА	57
4.1. Электробезопасность	57
4.2. Пожарная безопасность	58
4.3. Охрана труда	59
4.5. Охрана окружающей среды	65

Заключение.....	68
Библиографический список.....	70

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Среди различных типов золотосодержащих руд особое место занимают руды, в которых золото находится в тесной ассоциации с сульфидными минералами, чаще всего с арсенопиритом и пиритом. Выделение золота из сульфидных руд осложнено ассоциацией тонкодисперсного золота с сульфидами и присутствием минералов меди. Стандартные технологии цианирования руды или концентрата дают невысокие извлечения золота и не позволяют извлекать медь. Улучшить показатели переработки может применение автоклавного вскрытия золотосульфидного сырья.

Серьезной проблемой при переработке упорных руд является необходимость вывода содержащегося в них мышьяка в относительно безвредных и пригодных для складирования или захоронения формах.

Традиционный метод извлечения золота из упорных руд заключается в их флотационном обогащении, окислительном обжиге полученного концентрата и последующем цианировании огарка. В процессе обжига железо, содержащееся в сульфидах, превращается в гематит, а сера и мышьяк переходят в газовую фазу в форме триоксида мышьяка и диоксида серы. Из полученного огарка, представляющего собой пористую массу оксида железа, хорошо проницаемую для растворов, золото легко извлекается цианированием. Этот метод достаточно прост, хорошо освоен и до сих пор применяется в Канаде, ЮАР, Австралии и других странах. Вместе с тем он имеет серьезные недостатки: невысокое извлечение золота, обусловленное образованием на вскрываемых золотилах пленок легкоплавких соединений и уносом части золота в мышьяковистые возгоны; неизбежное загрязнение окружающей среды выбросами мышьяка и серы; необходимость дорогостоящего захоронения высокотоксичного триоксида мышьяка.

Среди гидрометаллургических технологий наиболее перспективными являются методы автоклавного и бактериального вскрытия с последующим цианированием твердых остатков.

1.1. Методы переработки упорных золотых руд и концентратов

Впервые на эффективность применения повышенных температур и давлений при выщелачивании сырья, содержащего благородные металлы, платиноиды, обращено внимание в работах В.Г. Тронева и С.М. Бондина [1],[2]

В работах И.Н. Плаксина и А.И. Синельникова было экспериментально подтверждено, что скорость растворения россыпного золота, его сплавов с серебром в цианидных растворах, заметно возрастает при увеличении давления кислорода [1],[2]

В ряде других работ предложено автоклавное аммиачное выщелачивание, однако лучшие результаты были получены при использовании раствора, содержащего г/дм³: 50 NH₃, 100 (NH₄)₂SO₄, 2,5 Cu [3]. Эффективность извлечения Au (через 5-6 часов) составляет 90-93%. Растворителем золота оказываются накапливающиеся тиосульфат-ионы.

Автоклавное вскрытие упорных золотосодержащих концентратов было предложено И.Н. Масленицким [2]. Им была обоснована и экспериментально доказана принципиальная возможность вскрытия мышьяк содержащих концентратов путем автоклавного окисления золотосодержащих сульфидов в кислой среде (в воде) под давлением кислорода.

Для автоклавного окислительного выщелачивания сульфидного золотосодержащего концентрата, %: 38 Fe, 20 S, 30,3 As, крупность - 1 мм - предложены следующие условия: T=430-453 К, P_{возд}=5,0 МПа, t=3-4 ч, при этом достигали окисление арсенидов железа на 92-94%; доизмельчение концентрата до крупности - 0,5 мм позволило за 2 часа увеличить степень окисления мышьяка с 93 до 99,7%.

Эксперименты проведенные учеными показали, что увеличение кислотности до 60-65 г/дм³ положительно влияет на полноту окисления арсенидов. При расходе воздуха 2,2-2,6 дм³/мин на 1 дм³ пульпы, степень окисления мышьяка достигает 99%, а коэффициент использования кислорода воздуха 0,45-0,5 (содержание кислорода в абгазе - 9-13%) [3].

В результате автоклавного выщелачивания золотосодержащих сульфидных концентратов ($T=410-420$ К, $P_{\text{возд}}=2,0$ МПа, $t=1,5$ ч) выход остатка составляет 80-83% от массы исходного материала, а извлечение золота цианированием существенно возрастает по сравнению с показателями прямого цианирования концентрата.

В нерастворимом остатке после автоклавного окислительного выщелачивания мышьяк концентрируется в форме гидратированных ферроарсенатосульфатов, состав которых зависит от температуры, молярного соотношения и содержания железа, мышьяка, кислоты.

Экспериментальные исследования ученых выявили, что при автоклавном окислительном выщелачивании золотосодержащего концентрата (500 К, $P_c = 1,2$ МПа, $0,25$ М H_2SO_4 , 14% твердого), в неокисленном арсениопирите, в начале процесса ($0,5$ ч) параметры кристаллической решетки (a и b), её объем сначала увеличились, а после 6-часовой обработки вновь соответствовали исходным значениям. Плотность минерала изменялась в обратной зависимости [3]. Вероятно, это объясняется ослаблением энергетического воздействия на кристаллическую решетку вследствие формирования во времени защитных экранирующих пленок на поверхности минерала из продуктов его окисления.

В работе приведены результаты автоклавного окислительного выщелачивания пиритного золотосодержащего концентрата включающего, %: 67,5 - пирита, 13,8 - пиррофиллита, 9,1- кварца, 4,1- мусковита. Химический состав, %: 36,8 - Fe, 36,6 - S, 20,8 - SiO_2 , 6,0 - Al_2O_3 . Данный концентрат, измельченный до крупности 96% - 74 мкм, обрабатывали при 460^0 К, $P_0 = 0,75$ МПа, 20% твердого в течение 3 ч. В нерастворимом остатке концентрировалось до 94% Au, затем его направляли на цианирование ($2,5$ кг/т NaCN, $=300$ кг/т NaOH, 298 К, 24 ч). Данная технология обеспечила высокое извлечение упорного золота [4].

Согласно патенту США (№5256189, 1992), для повышения извлечения серебра из сульфидных руд при цианировании, необходимо руду пред-

варительно подвергать автоклавному выщелачиванию (420-520⁰ К) в присутствии 50-80 г/дм³ сфалерита и 5-20 г/дм³ серной кислоты, поддерживая с помощью давления кислорода окислительный потенциал 600-680 мВ. Положительно сказывается и введение в пульпу более активного сульфида, для ускорения процесса окисления сульфидов серебра [2].

Ряд методик по использованию автоклавного щелочного выщелачивания, как способа подготовки к цианированию золотосодержащих концентратов (с повышенным содержанием мышьяка) предложен сотрудниками Сибцветметпроекта.

Например, при обработке золотосодержащего концентрата (20 г/т Au, 33,5 г/т Ag, 34,1% Fe, 32,3% S, 10,8% As, 13% SiO₂; основные фазы - пирит и арсенопирит) крупностью 80% - 74 мкм при 420⁰ К, P_{O₂} =2,0 МПа, содержания твердого в пульпе 10% остаточное содержание в кеках не превышало, %: 0,15 As, 0,36 S. При последующем цианировании извлекали до 98% Au, а расход цианида не превышал 6,6-9,7 кг/т.

Позднее эти методики были опробированы и доработаны в Ирриредмете. Для вскрытия упорных золотосодержащих руд перед последующим цианированием, при использовании автоклавного щелочного (сода, щелочь) выщелачивания под давлением кислорода (470-530⁰ К, 2 ч, 20-45% твердого в пульпе) извлекали до 95% Au из руды с содержанием 6 г/т Au, 9% FeS₂. В то время как при прямом цианировании руды извлекали 20% Au. Расход соды при автоклавном выщелачивании составил 46 кг/т руды.

Для переработки упорных золотосодержащих руд (в том числе золотосеребряных, золотосеребротеллуридных) предложено использовать автоклавное окислительное выщелачивание с последующим бромидным растворением благородных металлов, обеспечивающее извлечение Au до 97%. Вмещающей породой являлся пирит с субмикронными включениями золота, теллуридов серебра и золота, также отмечены проявления сульфосолей серебра и сурьмы. В руде содержалось 5,0-12,5 г/т Au и 4,7-14 г/т Ag [4].

Руду измельчали до крупности - 150 мкм, распульповывали (10% твердого) и обрабатывали подкисленным раствором (20 г/дм³ H₂SO₄) при 473±3⁰ К, P_{O₂} =2,1 МПа, 300 г/т в течение 1,0-1,5 ч.

Описанные примеры показывают, что автоклавное окислительное выщелачивание в слабокислых или щелочных средах обеспечивает количественное вскрытие золотосодержащих сульфидов (пирита и арсенопирита) и перевод мышьяка в пятивалентную форму. Процесс проводят, обеспечивая окисление сульфидной серы до сульфат-ионов. Образование элементарной серы недопустимо, поскольку это ингибирует развитие процесса, а при последующем цианировании приводит к повышенному расходу реагента из-за образования роданид-иона.

С позиции цианирования, наиболее удобной формой железа в осадке является гематит; выход его возрастает с увеличением температуры и зависит от кислотности среды: при 443⁰ К предельная кислотность, обеспечивающая осаждение железа в форме гематита, составляет 0,6 М, а при 473⁰ К - 0,7 М; в присутствии инертных солей, например сульфата натрия, предельная кислотность раствора увеличивается до 1,0 М.

Использование щелочного выщелачивания предполагает применение более высокого давления кислорода; получаемые вязкие пульпы гораздо хуже отстаиваются и фильтруются; увеличиваются затраты в связи с использованием дорогостоящей щелочи.

По сравнению с обжигом автоклавный метод вскрытия имеет следующие преимущества:

- более высокое извлечение золота;

- отсутствие газовых выбросов соединений мышьяка и серы;

- вывод мышьяка в виде малотоксичного арсената железа, сброс которого возможен в обычное хвостохранилище;

- малая чувствительность к присутствию в сырье таких примесей, как сурьма и свинец, снижающих извлечение золота в случае применения обжига;

возможность переработки как флотационных концентратов, так и непосредственно руд.

Работы по реализации цианирования золотосодержащего сырья при автоклавных условиях продолжаются и в настоящее время. Были получены положительные результаты по прямому цианированию золотосодержащих руд (19,8 г/т Au) под давлением кислорода Пульпу, содержащую 60% твердого, обрабатывали при $T=323^{\circ}\text{K}$, $\text{pH}=10,5$, $P_0=2,5\text{ МПа}$, а через 15 мин извлекали в раствор до 96,5% Au [3]. При комнатной температуре длительность операции удваивается (при стандартном варианте цианирования подобное извлечение золота достигали через 24 ч. Остаточное содержание золота в кеках не превышало 0,2 г/т.

При переработке упорной малосернистой руды месторождения Coronation Hill (Австралия), содержащей, г/т: 5,12 Au, 0,21 Pt, 0,56 Pd, по стандартным схемам (флотация, гравитация) не удавалось достигнуть положительных результатов. По методике [2] проводили амальгамацию и извлекали 60-65% Au, а хвосты подвергали цианированию. При обычном режиме извлечение составляло 98% Au, но извлечение платины и палладия не превышало 5,7 и 22,7%. При повышении температуры показатели извлечения платиноидов улучшились (до 80-90%), но снижалось извлечение золота, а расход цианида возрастал с 2-3 кг/т (298°K) до 12 кг/т (400°K) и 20 кг/т (425°K). В связи с чем было предложено проводить цианирование хвостов амальгамации при $370-400^{\circ}\text{K}$, что позволило повысить извлечение платиноидов. Для переработки этой уникальной по составу руды предложена следующая технология: амальгамация с последующим высокотемпературным цианированием (400°K , $\text{pH}=9,5-10$, 6 ч); в итоге извлекали, %: 95-97 Au, 87-92 Pd, 73-79 Pt [4].

Перспективным вариантом является схема: стандартное цианирование золота - флотация - высокотемпературное цианирование концентрата платиновых металлов.

1.2. Особенности состава остатков, получаемых при автоклавном окислительном выщелачивании золотосодержащих руд и концентратов

При выборе параметров автоклавного выщелачивания в первую очередь следует учитывать возможность полного окисления FeS_2 как наиболее упорного сульфида. Пирит окисляется с более низкой скоростью, чем арсенипирит. Очевидно также, что потери золота, обусловленные неполнотой окисления сульфидов, должны, в основном, определяться недостаточно полным окислением пирита.

По логике, если упорное золото в сульфидах находится в виде тонкодисперсных частиц самородного металла, то и в твердом остатке оно должно было быть представлено мелкими частицами самородного металла, однако, из твердых остатков, полученных в результате автоклавного окисления упорных концентратов, золото выщелачивали растворами Na_2SO_3 . Например, из автоклавного остатка концентрата месторождения Бакырчик (Восточный Казахстан) при сульфитном выщелачивании ($100 \text{ г/дм}^3 \text{ Na}_2\text{SO}_3 (335 \pm 3)^\circ \text{ К}$) извлекали в раствор 93-94% золота. В этом концентрате видимое золото практически отсутствует, поскольку прямым цианированием извлекали не более 3-5% золота.

Сильно выраженные восстановительные свойства Na_2SO_3 исключают возможность растворения в сульфитных растворах металлического золота, хотя сульфитные комплексы золота хорошо известны. С другой стороны, известно также, что некоторые химические соединения золота, например "греческое золото", легко растворяется в сернистокислых растворах. Поэтому факт выщелачивания золота сульфитными растворами указывает, вероятно на то, что золото в автоклавном остатке находится не в металлической (самородной) форме, а в химически связанном состоянии. Если же золото не претерпевает каких-либо химических превращений в процессе автоклавного выщелачивания, то вероятно, в самом концентрате (руде) большая часть золота находится в арсенипирите и пирите и входит в кристаллическую решетку этих сульфидов.

В целом, как полагают ученые, сульфитное выщелачивание золота из твердых автоклавных остатков может служить простым и доступным методом количественного определения золота, входящего в кристаллическую решетку сульфидов. В наибольшей степени целям анализа отвечает низкотемпературное (370-390⁰ К) автоклавное окисление в щелочной среде, гарантирующее устойчивость образующихся химических соединений золота.

1.3. Технологические принципы автоклавного вскрытия руд и концентратов

При автоклавном вскрытии упорных руд и концентратов золотосодержащие сульфиды должны быть полностью окислены до сульфат-иона. Стехиометрический расход кислорода колеблется от 30-60 м³ на 1 т твердого при выщелачивании руд до 300-600 м³ на 1 т твердого при выщелачивании концентратов. Фактический расход технологического кислорода зависит также от степени его использования и может существенно превышать эти величины.

На действующих ЗИФ крупность поступающей на выщелачивание руды обычно составляет 80-90% - 74 мкм, концентраты доизмельчают до 90% - 45 мкм. Во избежание поступления карбонатов на автоклавное выщелачивание измельченную руду или концентрат подвергают предварительной кислотной обработке. Конечную кислотность пульпы, гарантирующую полноту разложения карбонатов, поддерживают на уровне рН=1,8-2,0. Ее создают, направляя сюда часть кислого автоклавного раствора (или пульпы). Если содержание кислоты в автоклавном растворе недостаточно для полного разложения карбонатов, добавляют свежую кислоту. Во избежание вспенивания пульпы используют пеногасители, например лигносульфанаты. Для полного удаления диоксида углерода применяют отдувку воздухом.

Для автоклавного выщелачивания применяют горизонтальные многокамерные автоклавы, футерованные кислотостойким кирпичом. Процесс ведут при 430-500⁰ К и давлении кислорода 0,2-0,7 МПа (общее давление в автоклаве 1,8-3,2 МПа), что исключает образование элементной серы. На не-

которых ЗИФ часть выщелоченной пульпы направляют в оборот на кислотную обработку, что позволяет повысить плотность пульпы при автоклавном выщелачивании и служит дополнительным средством, гарантирующим устранение тормозящего действия элементарной серы при окислении сульфидов. Необходимая продолжительность автоклавного выщелачивания обычно не превышает 1,0-1,5 ч.

Извлечение в раствор мышьяка, железа и серы колеблется в широких пределах и зависит от химического и минерального состава выщелачиваемого сырья, температуры автоклавного окисления, плотности пульпы, кислотности раствора. Обычно, в жидкую фазу переходит от 5 до 40% мышьяка (в пятивалентной форме), остальной мышьяк сохраняется в твердой фазе. Извлечение железа в раствор зависит от полноты протекания гидролитических процессов (T^0 , кислотность раствора – до 50-70 г/дм³).

В реальных условиях переход железа в раствор колеблется от 5 (при выщелачивании руд) до 80% (при выщелачивании сульфидных концентратов). Распределение серы между раствором и автоклавным осадком определяется, присутствием в выщелачиваемом материале кальцита, дающего при кислотной обработке малорастворимый гипс, связывание серы в ярозит имеет подчиненное значение. При выщелачивании сульфидных концентратов с низким содержанием карбонатов переход серы в раствор может достигать 95-97%.

В результате частичного разложения компонентов пустой породы в жидкой фазе пульпы могут присутствовать относительно небольшие количества алюминия, магния, калия, натрия. Некоторые руды и концентраты содержат заметные количества цветных металлов (меди, цинка, никеля, кобальта), которые также переходят в раствор.

Окисление арсенопирита и пирита протекает с большим тепловыделением. Количество выделяющегося тепла составляет соответственно 8800 и 12100 кДж/кг. При содержании сульфидной серы примерно 6% процесс автоклавного выщелачивания можно осуществлять автогенно. При более вы-

соком содержания серы необходимо отводить избыточное тепло, используя встроенные теплообменники или отвод избыточного тепла вместе с абгазом. Однако, при этом неизбежно снижается степень использования кислорода.

Чаще, теплоотъем осуществляют подачей в каждое отделение автоклава холодной воды. И лишь в первое отделение, куда поступает холодная пульпа, предусмотрена подача пара. Для обеспечения теплового баланса первого отделения его делают больших размеров по сравнению с размерами остальных камер. В жидкой фазе автоклавной пульпы отсутствуют ценные компоненты и ее разбавление не вызывает осложнений в последующих операциях. Разбавление пульпы уменьшает ее вязкость и упрощает дальнейшее разделение твердой и жидкой фаз.

При содержании сульфидной серы менее 6% автогенный режим может быть достигнут только при условии регенерации тепла выщелоченной пульпы. С этой целью пар самоиспарителей используют для подогрева пульпы перед поступлением ее в автоклав. Для повышения эффективности использования тепла самоиспарение и подогрев проводят ступенчато. При трехступенчатой схеме пар первой ступени самоиспарения используют на третьей стадии нагрева, пар второй ступени - на второй ступени нагрева и пар третьей ступени - на первой ступени нагрева.

Для руд, содержащих менее 3% сульфидной серы, автогенный режим выщелачивания невозможен даже при регенерации тепла выщелоченной пульпы. В этом случае приходится прибегать к дополнительному подводу тепла с острым паром, подаваемым в каждое отделение автоклава.

Безусловными аргументами в пользу переработки концентратов методом автоклавного выщелачивания являются: сокращение количества материала, удаление в хвосты основной массы кобальтов и других кислотоемких материалов, возможность получения концентратов с достаточно высоким содержанием сульфидов.

Однако, сокращение объема автоклавной аппаратуры не пропорционально степени обогащения. Повышение содержания сульфидов в концен-

трате выше уровня, обеспечивающего автогенность процесса, не дает существенного выигрыша в объеме автоклавной аппаратуры из-за возрастающего разбавления пульпы водой, необходимой для поглощения избыточного тепла. Получение концентратов с содержанием сульфидов значительно выше уровня автогенности не рационально, так как это ведет лишь к дополнительным потерям золота при обогащении, не обеспечивая уменьшения объема автоклавов.

Труднообогатимые руды, флотационное обогащение которых сопровождается значительными потерями золота с хвостами, целесообразно подвергать прямому автоклавному выщелачиванию.

После охлаждения в самоиспарителях, выщелоченная пульпа поступает в систему непрерывной противоточной декантации. Отделение кислой жидкой фазы позволяет при последующей нейтрализации пульпы избежать образования большого количества шламов гидроксидов и арсенатов железа, алюминия, магния и др. Обладая заметной сорбционной активностью, шламы снижают извлечение золота при цианировании и, забивая поры активированного угля, понижают его сорбционную способность. Гидроксиды меди и других цветных металлов активно взаимодействуют с цианидом, вызывая его повышенный расход, и дополнительно снижают извлечение золота.

Предлагается в этом случае, промывку пульпы проводить в 2-3 стадии в сгустителях из нержавеющей стали, используя оборотные растворы, получаемые в результате нейтрализации кислых мышьяк содержащих растворов.

Промытую пульпу нейтрализуют известью до $\text{pH}=10-11$ и направляют на цианирование с применением в качестве сорбента активированного угля. На зарубежных фабриках применяют две разновидности этого процесса: СІР ("уголь в пульпе") и СІЛ ("уголь при выщелачивании"). В процессе СІЛ цианирование и сорбцию частично или полностью совмещают, что повышает извлечение золота при переработке материалов, содержащих природные сорбенты. Насыщенный золотом уголь регенерируют - получается крепкий золотосодержащий регенерат. Из последнего осаждают золото электроэкс-

тракцией на катодах с высокоразвитой поверхностью (из так называемой "стальной шерсти"). Катодные осадки переплавляют в слитки чернового золота. Технология цианирования отличается высокой степенью освоенности и в настоящее время может считаться стандартной.

Хвосты цианирования, содержащие мышьяк в виде малорастворимого и относительно нетоксичного скородита, направляют в хвостохранилище.

Во многих упорных рудах и концентратах присутствует серебро, а его извлечение из автоклавных осадков составляет около 10-40%. Это связано, с тем, что при автоклавном выщелачивании происходят вторичные процессы связывания вскрываемого серебра в аргентоярозит $\text{AgFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$, практически инертный по отношению к цианистому раствору. Для повышения извлечения серебра проводят обработку автоклавных остатков известковым раствором при 360°K . Однако, при этом увеличивается расход извести (до 100 кг на 1 т твердого) и возможное превращение скородита в более растворимый и токсичный арсенат кальция.

Кислый автоклавный раствор, содержащий железо, мышьяк и примеси других металлов, нейтрализуют известью, известняком или содержащими карбонаты хвостами флотации. Металлы при этом осаждаются в виде гидроксидов, а мышьяк — в виде аморфного основного арсената железа переменного состава $\text{FeAsO}_4\text{-Fe}(\text{OH})_3$. Растворимость мышьяка из этого соединения зависит от молярного отношения в нем железа к мышьяку; при $\text{Fe:As} > 4,0$ растворимость мышьяка в широком интервале pH не превышает 0,25-0,5 мг/дм³. Достаточная стабильность во времени и невысокая растворимость мышьяксодержащих осадков позволяют их сбрасывать в открытое хвостохранилище.

Нейтрализованная пульпа сгущается, слив идет в оборот, а сгущенный продукт - в хвостохранилище (вместе с хвостами цианирования).

1.4. Промышленная практика

Впервые автоклавный метод вскрытия был применен на золотосодержащем предприятии Маклафлин (США, штат Калифорния), принадлежащем

компании "Хоумстейк Майнин. Руда этого месторождения, отличается крайней неоднородностью по составу, значительными колебаниями содержания золота (0,5-11 г/т), серебра (4-43 г/т), железа (1,3-6,8%), серы (1-5,4%). Основными минералами являются пирит, марказит, пирротин, арсенопирит, антимонит (Sb_2S_3), киноварь (HgS), пираргирит (Ag_3SbS_3), миаргирит ($AgSbS_2$), полибазит ($Ag_{16}Sb_2S_{11}$), миллерит (NiS). Самородное золото с перемешанной примесью серебра (до 18-26%) присутствует в виде тонких включений (от 2 до 5 мкм) в пирите. Более крупные зерна золота (до 20 мкм) встречаются в кварце. Серебро входит в состав минералов-сульфосолей и в небольших количествах присутствует в нерудных минералах и самородном золоте. В руде присутствуют карбонаты (до 2-3% CO_2), а некоторые типы руды содержат до 0,5-1% органического углерода.

По данным исследований фирмы "Хоумстейк", прямое цианирование руды дает не высокое и неустойчивое извлечение золота (менее 70%). Флотационное обогащение позволили получать концентрат с содержанием золота около 45 г/т, однако, извлечение золота было низким. Цианирование хвостов флотации повысило общее извлечение до 51 - 83%. И эти результаты не были признаны удовлетворительными.

По объему сырья предприятия Гетчелл и Лихир стоят в ряду крупнейших гидрометаллургических предприятий, использующих автоклавную технологию. Применяются горизонтальные многокамерные автоклавы большого объема. При автоклавном выщелачивании руд используют развитые схемы утилизации тепла.

Некоторые данные о крупнейших золотоизвлекающих предприятиях, использующих автоклавный метод вскрытия руд и концентратов, приведены в таблице 1.

Разработка технологии и проектирование предприятий Маклафлин, Сао Бенто, Кэмпбелл и Лихир были выполнены фирмой "Шерритт Гордон", принципиальная схема цепи аппаратов которого показана на рисунке 1.

Таблица 1

Золотоизвлекающие предприятия применяющие автоклавное вскрытие упорных руд и концентратов

№ п/п	Предприятие, страна	Компания	Год пуска	Производительность автоклавного передела, сырье	Характер автоклавного раствора	число автоклавов
1	Маклафлин (США, штат Калифорния)	"Хоумстейк Майнинг"	1985	2700 т/сут, руда	Кислый	3
2	Сао Бенто (Бразилия, Минас-Жейрас)	"Сао Бенто Минерако"	1986	240 т/сут, концентрат	Кислый	2
3	Мерка (США, штат Юта)	"Америкен Бэррик Ресурсес Корпорейшн"	1988	600 т/сут, руда	Щелочной	1
4	Гетчелл (США, штат Невада)	"Фёрст Мисс Гоулд Инкорпорейшн"	1989	2730 т/сут, руда	Кислый	3
5	Гоулдстайк (США штат Невада)	"Америкен Бэррик Ресурсес Корпорейшн"	1990	1360 т/сут, руда	Кислый	1
6	Поргера (Попу Новая Гвинея)	"Поргера Джойнт Венчер"	1991	1500 т/сут, концентрат	Кислый	4
7	Кэмпбэлл (Канада, Северное Онтаро)	"Плейсер Доум Инкорпорейшн"	1991	70 т/сут, концентрат	Кислый	1
8	Лихир (Папу Новая Гвинея)	"Лихир Гоулд Лимит."	1992	13250 т/сут, руда	Кислый	6
9	Гоулдстайк (США штат Невада)	"Америкен Бэррик Ресурсес Корпорейшн"	1993	11580 т/сут, руда	Кислый	6
10	Поргера (Попу Новая Гвинея)	"Поргера Джойнт Венчер"	1994	2700 т/сут, концентрат	Кислый	6

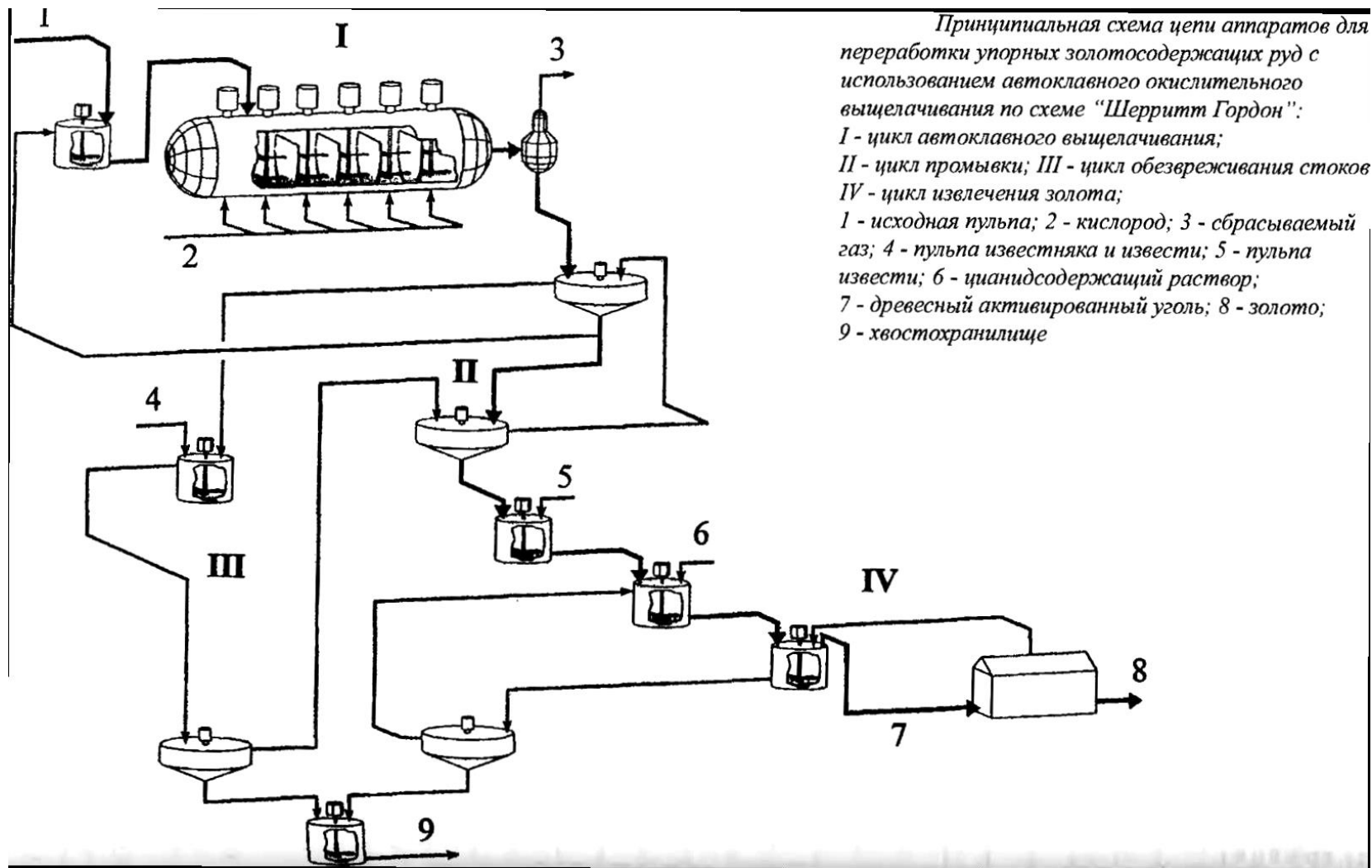


Рисунок 1 - Принципиальная схема цепи аппаратов для переработки упорных золотосодержащих руд с использованием автоклавного

Завод Сао Бенто (Бразилия) - второе предприятие в мире, применившее автоклавный метод для вскрытия сульфидной руды (6,2% S, 4,5% As). Сульфидные минералы представлены пиритом, пирротинном и арсенопиритом, с которым было связано основное количество упорного тонкодисперсного золота. Учитывая хорошую обогатимость руды (потери золота с хвостами не превышали 2-5%), использовали предварительное флотационное обогащение. Обжиг получаемого концентрата не использовался по экологическим соображениям, а также из-за относительно низкого извлечения золота (88-90%) из огарка и получения большого количества триоксида мышьяка. Техничко-экономические расчеты показали, что эксплуатационные затраты в автоклавном варианте на 13%, а капитальные затраты на 20-25% выше, чем при обжиге, но предпочтение было отдано автоклавному методу.

При проектной производительности 20 тыс.т руды в сутки предприятие перерабатывало 25 тыс.т руды в сутки. Руду крупностью - 250 мм измельчали в две стадии. Первую стадию проводили в мельнице самоизмельчения. Слив мельницы разгружается на грохот, материал крупностью +19 мм возвращали в мельницу, а нижний продукт грохота подавали насосом в шаровую мельницу второй стадии измельчения, работающую в замкнутом цикле с гидроциклоном. Слив гидроциклона поступал на два концентрационных стола для извлечения крупного свободного золота. Полученный гравитационный концентрат дважды перечищался на вибрационных столах. Хвосты гравитационного обогащения флотировали, извлекая в концентрат 97,4% золота и 98% серы. Концентрат доизмельчался до крупности 90% - 44 мкм, перечищался и после сгущения до 65% твердого направлялся на автоклавное вскрытие.

Производительность автоклавного передела - 240 т концентрата в сутки (по проекту 200 т/сут). Концентрат содержал, %: 9,9 As; 18,7 S; 34 Fe; 6 CO₂. Для предварительной кислотной обработки использовали кислую оборотную пульпу с первой стадии декантационной промывки автоклавного остатка. В качестве пеногасителя применяли лигносульфонат кальция. Авто-

клавное окисление вели в двух горизонтальных пятикамерных автоклавах диаметром 3,5 м и длиной 19 м при температуре 460⁰ К и общем давлении 1,6 МПа, кислород подавали в каждую из камер.

Выщелоченная пульпа, пройдя через самоиспаритель, поступает на двух- стадийную декантационную промывку в сгустителях. Сгущенный продукт первой стадии промывки делят на две части: большую (80%) направляют на кислотную обработку исходного концентрата, а меньшую (20%) - на вторую стадию промывки. Кислый слив сгустителя первой стадии нейтрализуют известковым молоком вначале до pH=4,8, а затем до pH=11. Концентрация мышьяка в жидкой фазе снижается до 0,2-0,24 мг/дм³. Полученную пульпу, содержащую сульфат кальция, арсенаты и гидроксиды железа и неразложившиеся компоненты пустой породы, сгущают и направляют в хвостохранилище. Слив сгустителя используют для промывки автоклавного остатка.

Промытую автоклавную пульпу после второй стадии декантации нейтрализуют известью до pH=11 и направляют на цианирование и сорбцию золота активированным углем. Хвосты сорбции совместно с хвостами флотации и осадком от нейтрализации кислого раствора идут в хвостохранилище, слив последнего возвращается в процесс.

Регенерацию угля и осаждение золота из богатого цианистого раствора проводили по стандартной схеме. Из катодного золота отгоняют при 1000⁰ К ртуть и после дополнительной химической обработки плавят в индукционной печи, получая слитки с содержанием золота 99,95%. Сквозное извлечение золота (из руды) в конечную продукцию составляло 90%.

1.5. Переработка шламов электролиза меди и никеля

Шламы являются одним из продуктов при электролитическом рафинировании медных, никелевых анодов и имеют являются ценным продуктом, комплексное использование которого во многом определяет рентабельность электролиза. Для них характерно:

1) небольшой выход (2-3% от массы анодов) и значительное концентрирование в них соединений и элементов, нерастворимых в сернокислых растворах;

2) сложный фазовый состав, представленный простыми и сложными оксидами, халькогенидами, сульфатами, хлоридами и др.;

3) переменный химический состав, зависящий не только от состава анодов, но и параметров электролиза, %: 3-35 Cu; 0,6-18 Se; 0,5-8,0 Te; 0,3-10 As; 0,1-16 Sb; 0,3-25 Pb; 0,1-30 Ni; 0,1-3,0 Fe; 2,0-4,0 S; 6-40 As; 0,05-2,5 Au; платиноиды, висмут.

4) классическая схема переработки шламов включает стадии извлечения меди и никеля, разделения селена и теллура, получение сплава Дорэ, реже - его аффинажа, переработку образующихся пылей и кеков с целью извлечения свинца, олова, сурьмы, висмута.

Известны разнообразные пиро- и гидрометаллургические комбинированные технологии переработки шламов, среди которых неоднократно исследовались и использовались автоклавные процессы с применением щелочных, сернокислых, азотистых растворов. Однако наибольшее распространение получил способ автоклавного щелочного выщелачивания с целью селективного отделения селена, теллура.

1.6 Постановка задачи

На основании аналитического обзора литературы показано, что расширение производства благородных и редких металлов на основе реструктуризации минерально-сырьевой базы и совершенствования технологий концентрирования является актуальной проблемой развития отечественного горно-металлургического комплекса Дальнего Востока.

В последние десятилетия в производстве цветных металлов появились крупные проблемы, связанные с ухудшением качества сырья, дефицитом углеродистого топлива, плохой экологией. Важнейшими задачами являются также механизация, автоматизация и дистанционное управление с целью

увеличения надежности и безопасности производства, уменьшения количества рабочей силы в зонах повышенного риска. Достаточно полно в решении этих проблем можно использовать возможности гидрометаллургии и ее наиболее интенсивной разновидности - автоклавной гидрометаллургии.

Автоклавные процессы в металлургии цветных металлов используются достаточно широко, наиболее представительной по масштабу реализации в промышленности и по объему проведенных исследований является операция автоклавного выщелачивания.

Автоклавные процессы имеют ряд достоинств: значительная интенсивность процессов за счет использования повышенных температур и давлений реакционных газов; эффективное использование газообразных реагентов и экологически выдержанное производство; возможность механизации и автоматизации операций; более полное извлечение.

Целью настоящей дипломной работы является расчет материальных потоков, теплового баланса и выбор технологического оборудования процесса автоклавного выщелачивания сульфидного золотосодержащего концентрата.

Учитывая, что процессы осуществляются с использованием агрессивных и абразивных сред, их внутренняя поверхность, детали, контактирующие с пульпой, должны изготавливаться с учетом свойств рабочей среды и параметров процесса. Материалы, применяемые для изготовления автоклавной аппаратуры, должны обладать высокой механической прочностью и пластичностью, хорошей химической, эрозионной и термической стойкостью. В связи с чем, в дипломном проекте рассмотрены вопросы обеспечения долговечности и технологической прочности автоклавного оборудования, повышения износоустойчивости и антикоррозионных свойств реакторов.

2 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОИЗВОДСТВА

2.1 Автоклавное производство

Вскрытие заключенного в сульфидах тонкодисперсного золота и перевод в раствор меди, представленной в сырье преимущественно халькопиритом, производится методом автоклавного окислительного выщелачивания [5]

Как показали исследования, автоклавное окисление присутствующих во флотоконцентрате сульфидов может быть осуществлено в широком диапазоне температур и давлений кислорода. Процесс достаточно быстро и полно протекает в интервале температур 200–225°C при парциальном давлении кислорода 5 МПа. При этом в раствор автоклавного вскрытия извлекается 95–98% меди, а при сорбционном цианировании автоклавного остатка извлечение золота составляет 95–97%.

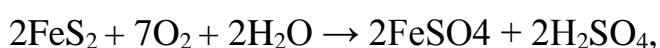
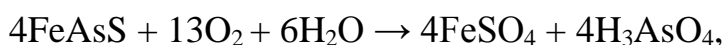
Флотационный концентрат поступает на кислотную обработку (декарбонизацию) с целью разложения содержащихся в них карбонатов. Процесс ведется при температуре 60–70°C и pH ниже 1,0. В качестве источника кислоты используется часть кислого автоклавного раствора и оборотные растворы из медного производства.

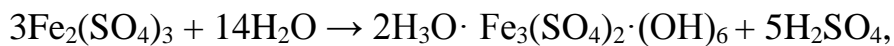
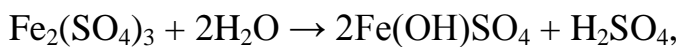
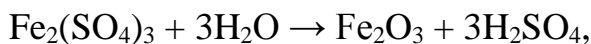
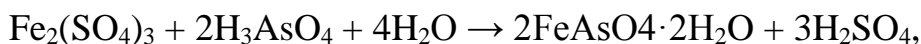
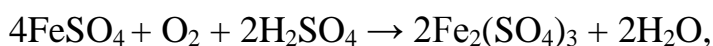
Основными реакциями кислотной обработки являются следующие:



При отсутствии кислотной обработки разложение карбонатов протекает непосредственно в автоклаве. Выделяющаяся углекислота снижает парциальное давление кислорода и тормозит окисление сульфидов. Это приводит к необходимости сброса повышенных количеств абгаза, снижению степени использования кислорода и повышению расхода кислородовоздушной смеси (КВС).

При окислении сульфидов параллельно протекают следующие процессы:





$4\text{CuFeS}_2 + 17\text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow 4\text{CuSO}_4 + 2\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 2\text{H}_2\text{O}$, а также вскрытие тонкодисперсного золота. Высокая температура процесса исключает образование элементарной серы. В качестве окислителя используется кислородовоздушная смесь (КВС) с содержанием кислорода 98–99%.

Выщелачивание сульфидов идет с выделением тепла. Термохимические расчеты показывают, что процесс можно вести в автотермальном режиме (без затрат пара или других источников энергии) при содержании твердого в автоклавной пульпе 30–40%. Для поддержания заданной температуры в каждое отделение автоклава подается острая вода (или пар при пуске автоклава).

Выщелоченная автоклавная пульпа поступает в самоиспаритель, где за счет превращения в пар части жидкой фазы происходит охлаждение пульпы до $\sim 100^\circ\text{C}$. Выходящий пар конденсируется, и конденсат используется в качестве оборотной воды.

Выходящая из самоиспарителя пульпа фильтруется, кек промывается на фильтре верхним сливом сгущения пульпы нейтрализации кислых промывных вод. Промытый автоклавный остаток репульпируется оборотной воде цианидного хвостохранилища, последовательно нейтрализуется известняком (до pH 4-5) и известью (до pH 10,0-10,5). Полученная пульпа направляется на извлечение золота по технологии *CIL*.

Кислый автоклавный раствор смешивается со сгущенной пульпой нейтрализации промывных вод, в результате чего основная часть меди из осадка переходит в раствор. Затем пульпа нейтрализуется до pH 2,3–2,7 известняком и известью для удаления избыточной кислоты и части железа и поступает на сгущение. Сгущенный продукт фильтруется и промывается на

филтре с получением отвального железо-гипсового кека, который направляется на сухое складирование. В качестве воды для промывки используется верхний слив сгущения пульпы нейтрализации кислых промывных вод. Фильтрат объединяется с верхним сливом сгущения пульпы частичной нейтрализации и после контрольной фильтрации передается для выделения меди.

Промывные воды фильтрации автоклавного остатка и отвального кека объединяются с частью оборотных растворов медного производства и последовательно нейтрализуется известняком (до pH 4-5) и известью (до pH 6,5-7,5). Нейтрализованная пульпа сгущается с получением сгущенного продукта и верхнего слива, который используется в качестве воды для промывки и репульпации промытого автоклавного остатка. Сгущенная пульпа после выщелачивания кислым автоклавным раствором поступает на частичную нейтрализацию, как описано выше.

2.2. Золотоизвлекающее производство

Извлечение золота из остатка автоклавного выщелачивания ведется по стандартной технологии цианирования с сорбционным (уголь) выделением золотоцианистого комплекса из пульпы (процесс *CIL*), десорбцией золота с угля и получением в качестве товарной продукции сплава Доре.

При цианировании автоклавного остатка происходит выщелачивание золота: $4\text{Au} + 8\text{NaCN} + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow 4\text{NaAu}(\text{CN})_2 + 4\text{NaOH}$.

Процесс ведется в две стадии. Первая стадия (предварительное цианирование) проводится в отсутствие сорбента. Назначение этой стадии — частичное растворение золота и повышение вследствие этого емкости сорбента. Выщелачивание ведется при концентрации цианида 0,05-0,1% и pH 10,5-11.

Вторая стадия (сорбционное цианирование) проводится при тех же условиях, но в присутствии сорбента — активированного угля. В этой стадии происходит дорастворение золота и его сорбция на активированный уголь. Движение пульпы и сорбента в аппаратах сорбционного цианирования противоточное. В результате свыше 95% золота переходит в фазу угля.

Выщелоченная пульпа проходит контрольное грохочение для выделения остатков сорбента и поступает на обезвреживание. Обезвреживание хвостовой пульпы цианирования производится путем последовательной обработки пульпой гипохлорита кальция и раствором сульфата железа (II) с введением на каждой стадии известкового молока для регулировки pH. Обезвреженная пульпа выпускается в хвостохранилище, жидкая фаза из которого используется в качестве оборотной воды на гидрометаллургических операциях.

Насыщенный уголь выводится из головного реактора сорбционного цианирования и поступает на грохот, где отделяется от пульпы. После отмывки от илов уголь направляется на кислотную обработку и десорбцию золота. При необходимости уголь перед десорбцией подвергают кислотной обработке раствором соляной кислоты (10%). Цель этой операции — удалить из угля накапливающиеся на нем карбонатные и другие отложения, ухудшающие его сорбционные свойства. Кислотная обработка может производиться после 3–4 оборотов угля через цикл сорбционного цианирования.

Прошедший кислотную обработку уголь промывается водой и направляется на десорбцию. Десорбция проводится раствором гидроксида натрия с концентрацией 50 г/дм³ при температуре 145–150°C и давлении около 5 атм. Золотосодержащий элюат поступает в электролизную ванну, где на катодах с развитой поверхностью происходит осаждение драгоценных металлов. Электролиз проводится при той же температуре и давлении, что и десорбция. Обеззолоченный раствор возвращается на операцию десорбции. Таким образом, операции десорбции и электролиза осуществляются в замкнутом цикле путем непрерывной циркуляции раствора между колонной десорбции и электролизером. Эта технология реализуется в периодическом режиме, обработка одной партии угля занимает от 16 до 20 часов. Процесс заканчивают, когда концентрация золота в растворе снижается до 3–5 мг/дм³, а остаточное содержание золота в угле уменьшается до 50–100 г/т.

При необходимости уголь после десорбции проходит термическую реактивацию. Эта операция заключается в прокалке угля при температуре 650–750°C и имеет целью удалить из угля различного рода органические соединения, сорбирующиеся на нем из цианируемой пульпы. В результате этой операции сорбционные свойства угля практически полностью восстанавливаются. Уголь охлаждают водой, отсеивают мелкую фракцию и возвращают на сорбционное цианирование автоклавных остатков и окисленной руды.

Катодный осадок из электролизера промывают водой, сушат, смешивают с флюсами и плавят на золотосеребряный сплав. В качестве флюсов используют каустическую соду, буру и кварц. Плавку ведут в тиглях в индукционной печи. Температура расплава 1200–1250°C. По окончании плавки расплав выливают в изложницы. После охлаждения слитки золотосеребряного сплава отделяют от шлака, зачищают, маркируют и опробовывают. Шлак по мере накопления подвергают переплавке, выделенный сплав присоединяют к катодному осадку, переплавленный шлак отправляют на измельчение и цианирование.

2.3. Аппаратурная схема производства

Пульпа флотоконцентрата подвергается кислотной обработке (декарбонизации) в трех гуммированных (из нержавеющей стали) реакторах с пневмомеханическим перемешиванием (каскад I). Обработка ведется частью автоклавного раствора. Для отдувки выделяющегося диоксида углерода предусмотрен барботаж пульпы воздухом.

Декарбонизированная пульпа насосом высокого давления подается в автоклав (3). Для обеспечения заданной производительности при температуре 220–230°C устанавливается один четырехсекционный горизонтальный автоклав рабочей емкостью 77 м³, оборудованный пятью турбинными мешалками с торцевыми уплотнениями. Первая секция имеет две мешалки и удвоенный объем по сравнению с остальными тремя, имеющими по одной мешалке. Это обеспечивает выделение в каждой секции такого количества тепла, которое необходимо для проведения процесса в автотермальном режиме.

Кислородно-воздушная смесь подается под каждую мешалку. Для съема избыточного тепла в каждую секцию подается острая вода. Автоклавы изготовлены из углеродистой стали и футерованы изнутри кислотостойким кирпичом. Мешалки изготавливаются из титана. Абгаз после очистки в каплеотбойнике из нержавеющей стали выбрасывается в атмосферу.

Охлаждение выщелоченной пульпы производится в самоиспарителе (4), изготовленном из углеродистой стали и футерованном кислотостойким кирпичом. Охлажденная пульпа фильтруется на фильтр-прессах (6) и промывается нейтрализованными промывными водами (верхний слив сгустителя (7)). Промывные воды передаются на нейтрализацию в каскад III.

Полученный фильтрат частично направляется на кислотную обработку исходного сырья в каскад I, а остальная часть смешивается с пульпой нейтрализации промвод в первом реакторе каскада II и далее нейтрализуется известняком и известью в II каскаде гуммированных (из нержавеющей стали) реакторов с механическим перемешиванием. Пульпа из данного каскада сгущается в сгустителе в кислотостойком исполнении.

Сгущенный продукт сгустителя фильтруется на фильтр-прессах и промывается нейтрализованными промывными водами (верхний слив сгустителя). Промывные воды передаются на нейтрализацию в каскад IV.

Верхний слив сгустителя и фильтрат фильтр-пресса подвергаются контрольной фильтрации на фильтрах тонкой очистки, после чего осветленный раствор передается на извлечение меди. Выгрузка фильтров тонкой очистки периодически возвращается в сгуститель.

Отмытый кек с фильтр-прессов направляется на сухое складирование.

Отфильтрованный и промытый автоклавный остаток с фильтра (6) шнеком загружается в каскад III гуммированных (из нержавеющей стали) реакторов с механическим перемешиванием для нейтрализации. Для репульпации используются оборотные воды хранилища хвостов цианирования и верхний слив сгустителя (7). Нейтрализация ведется известью и известковым молоком. Полученная пульпа передается на извлечение золота в процесс *CIL*.

Кислые промывные воды с фильтров нейтрализуются в каскаде IV гуммированных (из нержавеющей стали) реакторов с механическим перемешиванием. Нейтрализация ведется известью и известковым молоком. Полученная пульпа разгружается в сгуститель (7) из углеродистой стали.

Сгущенный продукт подается на репульпацию кислым автоклавным раствором в первый реактор каскада II, а верхний слив используется для промывки кека на фильтрах и репульпации остатка выщелачивания.

2.3. Расчет материального баланса

Рекомендуется принять в расчете:

- Температура – 225°C
- отношение Ж:Т в пульпе на входе 1
- отношение Ж:Т в пульпе на выходе 1,77
- парциальное давление кислорода 0,7 МПа
- общее давление – 2,65 МПа
- Объемное содержание O₂ в КВС –99,99%
- продолжительность выщелачивания 55 мин
- извлечение в раствор меди 80%
- извлечение в раствор никеля – 96%
- извлечение в раствор железа – 1%.

2.3.1. Расчет вещественного состава исходного концентрата

Кол-во

FeAsS - 55,85

Fe – 74,92 As

XFe – 0,23 As

X = 0,17 кг

Fe 32,06

S – 74,92 As

XS – 0,23 As

X = 0,09 кг S

Примем, что Cu в CuFeS₂, Cu₂S и CuS соответственно, 80%, 10% и 10%; тогда:

Cu в CuFeS₂ $0,8 \cdot 1,99 = 1,592$ кг.

Cu в Cu₂S $0,1 \cdot 1,99 = 0,199$ кг.

Cu в CuS $0,1 \cdot 1,99 = 0,199$ кг.

Кол-во CuFeS₂

55,85 Fe – 63,55 Cu

XFe – 1,592 кг.

X = 1,39 кг. Fe

64,12 S – 55,85 Fe

X S – 1,592 кг.

X = 1,83 кг. S

Кол-во Cu₂S

32,06 S – 127,1 Cu

X S – 0,199 кг Cu

X = 0,1 кг S

Кол-во CuS 32,06

S – 63,55 Cu

X S – 0,199 кг Cu

X = 0,1 кг S

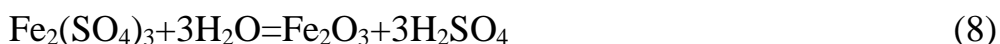
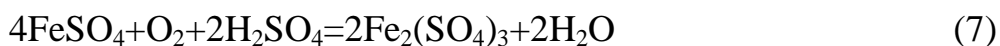
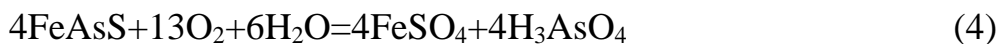
Тогда $S_{вFeS_2} = 6,45 \text{ кг} - (0,09 + 1,83 + 0,05 + 0,1) = 4,38 \text{ кг}$.

Результаты расчета занесем в таблицу 2.

2.3.2. Расчет рационального состава кека автоклавного выщелачивания

При выщелачивании концентрата поведение сульфидов описывается суммарными реакциями:





По данным практики принимаем, что окисляется 96% пирита, 90% Cu_2S 60% арсенопирита и 40% халькопирита; в раствор переходят 80% Cu, 96% Ni, 1% Fe, 60% Mg, 30% Al, а 70% Ca превращается в сульфат (30% остаются в неизменном состоянии в кеке). Кремнезем остается в кеке без изменений. Степень перехода серы в элементарную для реакции (7) составляет 4/5.

При автоклавном выщелачивании переходят в раствор:

$$\text{Cu} - 1,99 \cdot 0,8 = 1,592 \text{ кг.}$$

$$\text{Ni} \sim 0,01 \text{ кг.}$$

$$\text{Fe} - 12,3 \cdot 0,01 = 0,123 \text{ кг. При чем } 0,073 \text{ кг. Fe(II) и } 0,05 \text{ кг. Fe(III)}$$

$$\text{MgO} - 1,75 \cdot 0,60 = 1,05 \text{ кг. } \text{Al}_2\text{O}_3 - 6,18 \cdot 0,30 = 1,854 \text{ кг.}$$

С указанными ионами металлов связано серы в виде сульфат-иона:

$$0,01 \cdot \frac{32,064}{58,70} + 1,592 \frac{32,064}{63,546} + 0,073 \frac{32,064}{55,847} + 0,05 \frac{3 \cdot 32,064}{2 \cdot 55,847} + 0,035 \frac{32,064}{24,305} + 0,124 \frac{3 \cdot 32,064}{2 \cdot 26,987} + 0,148 \frac{32,064}{99,08} = 1,161 \text{ кг S}$$

В кеке остается (по разности) серы: $6,45 - 1,161 = 5,289$ кг и железа $12,3 - 0,12 = 12,177$ кг.

Образуется элементарной серы: $4,38 \cdot 4/5 \cdot 0,99 = 3,46$ кг

Образуется Fe_2O_3 :

$$\text{По реакции (1) } 15,12 \cdot 0,96 \cdot 159,69 \cdot 2/87,91 \cdot 4 = 13,18 \text{ кг.}$$

В кеке остаются:

Недоокисленные сульфиды:

$$\text{FeS}: 15,12 \cdot 0,04 = 0,605 \text{ кг.}$$

$$\text{FeAsS}: 0,49 \cdot 0,4 = 0,19 \text{ кг.}$$

$$\text{CuFeS}_2: 4,81 \cdot 0,6 = 2,89 \text{ кг.}$$

$$\text{Cu}_2\text{S}: 0,25 \cdot 0,1 = 0,025 \text{ кг.}$$

Недорастворившиеся компоненты пустой породы:

$$\text{MgO} = 1,75 \cdot 0,4 = 0,7 \text{ кг.}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 6,18 \cdot 0,7 = 4,33 \text{ кг.}$$

$$\text{CaO} = 3,27 \cdot 0,3 = 0,98 \text{ кг.}$$

Образовавшийся сульфат кальция:

$$\text{CaSO}_4 = 3,27 \cdot 0,7 \cdot 136,14 / 56,08 = 5,55 \text{ кг.}$$

В перечисленных соединениях содержится в кеке:

$$\text{Серы: } 3,46 + 0,605 \frac{32,064}{87,91} + 0,19 \frac{32,064}{162,83} + 2,89 \frac{2 \cdot 32,064}{183,52} + 0,25 \frac{32,064}{127,1} + 5,55 \frac{32,064}{136,14} = 5,097 \text{ кг}$$

$$\text{Железа: } 13,8 \frac{2 \cdot 55,847}{159,69} + 10,74(1 - 0,96) + 0,17(1 - 0,6) + 1,93(1 - 0,4) + 1,472 = 11,256 \text{ кг}$$

$$\text{Железа в } [\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}] \quad 12,177 - 11,256 = 0,921$$

Результаты расчета занесем в таблицу 3.

Таблица 2.

Вещественный состав исходного концентрата

	Al ₂ O ₃	As	Fe	S	Cu	CaO	Zn	SiO ₂	MgO	Sb	Mn	Ni	Na	P	K	Прочие	Всего, кг.
FeS ₂			10,74	4,38													15,12
FeAsS		0,23	0,17	0,09													0,49
CuFeS ₂			1,39	1,83	1,592												4,81
Cu ₂ S				0,05	0,199												0,25
CuS				0,1	0,199												0,29
Прочие	6,18					3,27	0,05	20,4	1,75	0,12	0,09	0,01	2,39	0,044	0,9	28,54	70,83
Всего, %	6,18	0,23	12,3	6,45	1,99	3,27	0,05	20,4	1,75	0,12	0,09	0,01	2,39	0,044	0,9	28,54	100

Таблица 3.

Состав автоклавного кека, кг.

Соединение	Cu	Fe	S	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Прочие	Всего
FeS		0,43	0,22						0,65
CuFeS ₂	0,318	1,158	1,414						2,89
Fe ₂ O ₃		9,6						4,2	13,18
Cu ₂ S	0,08		0,171						0,25
FeAsS		0,068	0,037					0,085	0,19
S			3,46						3,46
[FeAsO ₄ 2H ₂ O]		0,921							0,921
Прочие				20,4	0,98	0,7	4,33	42,75	14,01
Всего	0,398	12,177	5,289	20,4	0,98	0,7	4,33	4,285	96,12

Стехиометрический расход кислорода

$$\text{По реакции (1)} \quad (15,12 - 0,65) \cdot \frac{32 \cdot 15}{87,91 \cdot 4} = 19,79 \text{ кг}$$

$$\text{По реакции (2)} \quad (15,12 - 0,65) \cdot \frac{32 \cdot 7}{87,91 \cdot 2} = 18,47 \text{ кг}$$

$$\text{По реакции (3)} \quad (0,49 - 0,19) \cdot \frac{32 \cdot 7}{162,83 \cdot 2} = 0,21 \text{ кг}$$

$$\text{По реакции (4)} \quad (0,49 - 0,19) \cdot \frac{32 \cdot 13}{162,83 \cdot 4} = 0,19 \text{ кг}$$

$$\text{По реакции (5)} \quad (4,81 - 2,89) \cdot \frac{32 \cdot 4}{183,52} = 1,34 \text{ кг}$$

Итого: 40 кг или 27.97 м³.

2.3.3. Расчет расхода кислородно-воздушной смеси

P_B при 250 °C = 4,8 МПа

$$\omega = \frac{V^0}{V'} = 1 - \frac{C'_a P_k}{P'_a C'_k} \text{ - степень использования кислорода}$$

V^0 – стехиометрический объемный расход кислорода

V' – объем кислорода поступающего с КВС

C'_a – объемное содержание в КВС азота

C'_k – объемное содержание в КВС кислорода

Общее давление в автоклаве $P = P_k + P_a + P_B$

Тогда $P_a = P - P_k - P_B = 29,49 - 5 - 4,8 = 19,69$ МПа

$$\omega = 1 - \frac{0,01 \cdot 5}{19,69 \cdot 99,99} \approx 0,99 \quad V' = \frac{27,97}{0,99} = 28,25 \text{ м}^3 \text{ или } 40,34 \text{ кг}$$

С этим количеством кислорода поступит азота: $= \frac{28,25}{99,99} \cdot 0,01 = 0,003 \text{ м}^3$ или

0,0037 кг

Всего расход КВС: $28,25 + 0,003 = 28,253 \text{ м}^3$ или 40,344 кг

С абгазом уйдет:

Кислорода: $28,25 - 27,97 = 0,28 \text{ м}^3$ или 0,4 кг

Азота: $0,003\text{м}^3$ или $0,004$ кг; Водяного пара: $= \frac{4,8}{5} \cdot 0,28 = 0,26\text{м}^3$

Все данные сведены в таблице 4.

Таблица 4.

Компонент	P, МПа	Количество	
		м ³	Кг
O ₂	5	0,28	0,4
N ₂	19,69	0,003	0,004
H ₂ O	4,8	0,26	0,23
Всего	29,49	0,543	0,634

При ж:т = 2,307 масса воды на 100 кг концентрата составит 230,7 кг.

Количество раствора = $100 + 230,7 + 40,344 - 96,12 - 0,634 = 278,5$ кг.

Таблица 5.

Материальные потоки при выщелачивании

Статья прихода	Количество, кг	Получено	Количество, кг
Концентрат	100	Кек	96,12
Вода	230,7	Раствор	321,328
КВС	40,344	абгаз	0,634
Итого	371,04	Итого	371,04

Материальный баланс автоклавного выщелачивания сведен в таблицу 6.

Таблица 6.

Материальный баланс автоклавного выщелачивания

Статьи прихода и расхода	Масса, кг	Объем, дм ³	Ni, кг	Cu, кг	Fe, кг	S, кг	SiO ₂ , кг	CaO, кг	MgO, кг	Al ₂ O ₃ , кг	O ₂ , кг	N ₂ , кг	H ₂ O, кг	Прочие, кг
Поступает:														
Концентрат	100,00		0,01	1,99	12,3	6,45	20,4	3,27	1,75	6,18				47,65
Вода	230,7	230,7											230,7	
КВС	40,344	28,25									40,34	0,004		
Итого:	371,04		0,01	1,99	12,3	6,45	20,4	3,27	1,75	6,18	40,34	0,004	230,7	47,65
Уходит:														
Кек	96,12		0,01	0,398	12,18	5,289	20,4	0,98	0,7	4,33				51,83
Раствор	278,58			1,592	0,12	1,161		2,29	1,05	1,85			230,47	40,95
Абгаз	0,634	0,54									0,4	0,004	0,23	
Итого:	371,04		0,01	1,99	12,3	6,45	20,4	0,98	0,7	4,33	0,4	0,004	230,7	92,78

2.3.4. Расчет теплового баланса

Приход теплового баланса складывается за счет:

Физическое тепло концентрата при 10° С: $0,61 \cdot 10 \cdot 100 = 610 \text{кДж}$

Физическое тепло воды при 10° С: $4,18 \cdot 10 \cdot 230,7 = 9643,26 \text{кДж}$

Физическое тепло КВС при 10° С: $(0,92 \cdot 40,34 + 1,04 \cdot 0,004) = 375,33 \text{кДж}$

Тепло экзотермических реакций:

Для реакций 1-8 получаем следующие значения ΔH°_{298} , КДж соответственно:

-5160; -2556,7; -7000; -4000; -1306,5; -690,5; -206; -481,1

Выделение тепла происходит за счет взаимодействия по реакциям:

(1) $[5160 / (87,91 \cdot 4)] \cdot 15,12 \cdot 0,96 \cdot 10^3 = 86850 \text{КДж}$;

(2) $[2556,7 / (87,91 \cdot 2)] \cdot 15,12 \cdot 0,96 \cdot 10^3 = 78260 \text{КДж}$;

Аналогично по реакциям (3), (4), (5), (6), (7), (8) соответственно:

127654 КДж; 67885 КДж; 20703 КДж; 6990 КДж; 2034 КДж; 3561 КДж.

ИТОГО: 393937 КДж

Расходование тепла происходит за счет:

физического тепла кека при 250° С - $0,7 \cdot 96,12 \cdot 250 = 16821 \text{Дж}$;

физического тепла раствора при 250° С - $4,18 \cdot 278,58 \cdot 250 = 251116 \text{КДж}$;

физического тепла абгаза при 250° С - $(0,92 \cdot 0,4 + 1,04 \cdot 0,004) \cdot 250 = 90 \text{КДж}$;

тепло с водяным паром абгаза - $2753 \cdot 0,23 = 633,19 \text{КДж}$

потерь тепла во внешнюю среду (приняты равными 5% от прихода тепла) –

19696,8 КДж.

Тепловой баланс автоклавного выщелачивания сведен в таблицу 7.

Таблица 7.

Тепловой баланс автоклавного выщелачивания

Статья баланса	Количество тепла	
	КДж	%
Приход тепла:		
Физического тепла концентрата	610	0,15
Физического тепла воды при 10°C	9643	4,76
Физического тепла КВС при 10°C	375	0,09
Тепла изотермических реакций	393937	95
Всего	414565	100
Расход тепла:		
Физическое тепло кека	16821	4,1
Физического тепла раствора	251116	60,6
Физическое тепло сухого абгаза	90	0,02
Тепло с водяным паром	633	0,15
Потери во внешнюю среду	19696	4,7
Охлаждение острой водой	106209	30,4
Всего	414565	100

2.4. Выбор технологического оборудования

Исходя из общей практики применения автоклавной технологии, для расчетов был выбран 5-ти секционный автоклав с самовсасывающими мешалками. Такие мешалки аэрируют пульпу кислородом из надрастворного пространства, при этом газ многократно циркулирует между пульпой и газовой фазой. Это позволяет добиться высокой степени использования кислорода [5]. При такой организации процесса газовая смесь подается в первую секцию автоклава, абгаз сбрасывается из последней секции.

Тепловой баланс в автоклаве регулируется подачей острой воды в секции аппарата. Теплообменники в автоклаве отсутствуют из-за возможности образования на их поверхности отложений, ухудшающих теплообмен. Для обеспечения лучшего теплового баланса первой секции автоклава она имеет двойной объем. Такой прием часто применяют в промышленности. В эту секцию подается большее количество окисляющейся твердой фазы и выделяется большее количество тепла. Это позволяет подавать в автоклав более холодную пульпу. При этом большая доля избыточного тепла расходуется на нагрев исходной пульпы. Поскольку общее количество выделяющегося тепла остается неизменным, для отвода избыточного тепла необходимо подавать меньше холодного обратного раствора.

Для варианта автоклавного данного концентрата были приняты следующие технологические параметры:

- температура исходной пульпы и острой воды – 20°C;
- содержание кислорода в исходном газе – 98%;
- степень использования кислорода – 89%;
- температура в автоклаве – 225°C,
- парциальное давление кислорода – 0,7 МПа;
- общее давление в автоклаве – 3,3 МПа, 2,65 МПа, 2,3 МПа (в зависимости от расчетной температуры);
- исходное – Ж:Т = 1;

С помощью специализированного программного обеспечения были рассчитаны основные параметры автоклава. Объем автоклава рассчитывался, исходя из производительности автоклавного производства в 170000 т/год (19,5 т/ч) флотоконцентрата. Исходя из производительности полезный объем автоклава составит 77,1 м³, общее фактическое время пребывания 52 минуты. Расчетный расход кислорода 120 м³/т.

Таблица 8.

Результаты расчетов

№ ступени	Доля растворившегося материала, %	Доля нерастворившегося материала, %	Ж:Т	Количество воды добавленной в каждую ступень, л/кг	Парциальное давление кислорода в ступени, атм
1	71,3	28,7	0,96	0,12	6,54
2	87,6	12,4	1,44	0,42	6,82
3	94,8	5,16	1,65	0,19	6,76
4	97,9	2,05	1,73	0,08	6,70
5	99,2	0,77	1,77	0,03	6,68

Таблица 9.

Характеристика основного оборудования для переработки флотационного концентрата

№ поз.	Операция	Наименование оборудования	Поток	Количество аппаратов
1	Кислотная обработка	Реактор с механическим перемешиванием V _{раб} =160 м ³ (гуммированный или нержавеющая сталь)	120 м ³ /ч	3
2	Подача пульпы в автоклав	Насос (Q=150 м ³ /час)	120 м ³ /ч	2 (1 резерв)
3	Автоклавное окислительное выщелачивание	Автоклав футеровка - кислотостойкий кирпич. 4 секции и 5 мешалок	150 м ³ /ч 55 т/ч	1
4	Охлаждение пульпы самоиспарением	Самоиспаритель (V = 200 м ³). Углеродистая сталь, футеровка - кислотостойкий кирпич.	150 м ³ /ч	1
5	Фильтрация пульпы автоклавного окисления	Фильтр-пресс горизонтальный (S _{фильтр} = 450 м ² , полипропилен)	55 т/ч	3 (1 резерв)
6	Нейтрализация автоклавного раствора	Реактор с механическим перемешиванием V _{раб} =45 м ³ (гуммированный или нержавеющая сталь)	85 м ³ /ч	4
7	Сгущение	Сгуститель площадью 100 м ² диаметром 12 м	15 т/ч	1

№ поз.	Операция	Наименование оборудования	Поток	Количество аппаратов
8	Контрольная фильтрация раствора	Фильтр патронный ($S_{\text{фильтр}} = 120 \text{ м}^2$, полипропилен)	80 м ³ /ч	3 (1 резерв)
9	Фильтрация отвального кека	Фильтр-пресс горизонтальный ($S_{\text{фильтр}} = 225 \text{ м}^2$, полипропилен)	15 т/ч	3 (1 резерв)
10	Нейтрализация автоклавного остатка	Реактор с механическим перемешиванием $V_{\text{раб}}=200 \text{ м}^3$	135 м ³ /ч	4
11	Нейтрализация промывных вод	Реактор с механическим перемешиванием $V_{\text{раб}}=100 \text{ м}^3$	150 м ³ /ч	3
12	Сгущение	Сгуститель площадью 50 м ² диаметром 8 м	6 т/ч	1

3 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

3.1. Выбор материала для обеспечения долговечности и технологической прочности автоклавного оборудования

Автоклавные процессы осуществляются с использованием агрессивных и абразивных сред, поэтому их внутренняя поверхность, детали, контактирующие с пульпой, должны изготавливаться с учетом свойств рабочей среды и параметров процесса [6]

Материалы, применяемые для изготовления автоклавной аппаратуры, должны обладать высокой механической прочностью и пластичностью, хорошей химической, эрозионной и термической стойкостью. Чаще всего применяют высоколегированные стали, технический титан, реже свинец (кислотные среды), низко и среднелегированные стали (аммиачные, щелочные среды). Для изготовления футеровки корпуса автоклава используют керамические или полимерные материалы (кислотные среды).

3.1.1. Керамические материалы

В последние годы возросло внимание к использованию керамических материалов для футеровки автоклавов. Типичными разновидностями керамических материалов являются щелоче- и кислотоупорные кирпичи и изделия (кремнеземный, борсиликатный, высокоглиноземистый, алюмосиликатный, из карбидов кремния и циркония) [7]

Достоинствами этого типа футеровки (в сравнении с металлами) являются:

- повышенная устойчивость к абразивному и химическому воздействию, сжатию;
- термическая устойчивость, хороший тепло- и электроизолятор,
- прочность в экстремальных условиях,
- возможность изготовления различных профилей,
- невысокая стоимость.

Керамические материалы надежно защищают обечайку автоклавной аппаратуры, т.к. скорость их коррозии в кислых средах даже в окислительных условиях, в присутствии ионов Cl^- , F^- , гораздо меньше, чем для металлов и сплавов. Однако, футеровка из керамических материалов заметно сокращает геометрический объем аппарата и увеличивает его массу.

Широкое применение получило изготовление корпусов автоклавов, работающих в агрессивных средах, при котором собственно корпус изготавливается из углеродистой стали, а его поверхность защищается слоем кислотоупорных материалов:

- из стали X23H28M3Д3Т, из сплавов с торговой маркой «Иллиум» толщиной 5-6мм;
- из титана толщиной 4-5мм;
- из сложной футеровки: гомогенная освинцовка толщиной 3-5мм, 1-2 слоя керамической плитки на диабазовой замазке и или кислотоупорный кирпич или блоки из графита толщиной 10мм;
- из пленки (0,047-0,118мм) фторпласта, политетрафтоэтила, наносимых в виде эмульсии.

3.1.2. Нержавеющие стали

Хромоникелевые стали относятся к классу аустенитных и обладают высокими механическими и коррозионными свойствами. В присутствии пассиваторов (ионов Fe^{3+} , Cu^{2+} , кислорода) на их поверхности образуется защитная пленка оксида хрома(III), что повышает их коррозионную устойчивость.

Депассиваторы (ионы Cl^- , S^{2-} , H_2) разрушают защитную пленку и приводят к энергичной коррозии сплава. Верхний предел стойкости хромоникелевых сталей в сернокислых средах, насыщенных кислородом, не превышает 415К. В присутствии более 0,1-0,2г/дм³ хлор-иона быстро развивается интенсивная коррозия. Наиболее устойчивой маркой стали является ОХ23Н28М3Д3Т, но ее устойчивость снижается в присутствии уже нескольких десятков мг/дм³ хлора.

В щелочных средах при $T=470-670\text{K}$ скорость коррозии этих сталей не превышает $0,01\text{ мм/год}$.

Роль межкристаллитной коррозии, характерной для сварных швов, уменьшается при пониженном содержании углерода ($0,03\% \text{ C}$) и введения в сталь Ti , Nb , Mo .

Исследование влияния концентрации серной кислоты ($200-800\text{ г/дм}^3$) при 293^0 и 373^0 K в присутствии солей никеля и меди на коррозионную устойчивость сталей 1X18H9T , 1X18H12M2T , X23H27M3Д3T показало, что при 293^0 K сталь 1X18H9T устойчива до 200 г/дм^3 , сталь 1X18H12M2T устойчива до 400 г/дм^3 , сталь X23H27M3Д3T – до $800\text{ г/дм}^3\text{ H}_2\text{SO}_4$. При 373^0 K сталь X23H27M3Д3T , относительно устойчива.

В присутствие ионов Ni^{2+} и особенно, ионов Cu^{2+} , скорость коррозии для всех использованных сортов стали снижается.

Положительно влияет на прочность увеличение давления кислорода. В присутствии сульфид-ионов развивается питтинговая коррозия сталей, ведущая к образованию язв, полостей в металле, начинающихся с его поверхности.

Ионы меди оказывают защитный эффект в сернокислотных растворах на нержавеющие стали аустенитного и ферритного классов (06XH28MДT , 03XH28MДT , 10X17H13M2T).

Стали 03XH28MДT и 10X17H13M2T склонны к коррозионному раскисливанию в растворах, содержащих (г/дм^3): $10-80\text{ H}_2\text{SO}_4$, $2-5\text{ Cu}$, $75-100\text{Ni}$, при $415-455\text{ K}$ и $P_{\text{O}_2}=1,5\text{МПа}$. Сталь 01X25 в присутствии ионов меди не уступает по стойкости стали X23H27M3Д3T ; но первая сталь дешевле, обладает высокими технологическими свойствами и хорошо сваривается.

Наибольшее пассивирующее значение при коррозии сталей в солянокислых средах оказывают ионы $\text{Cu}(\text{II})$, $\text{Fe}(\text{III})$. Однако, ионы $\text{Cu}(\text{II})$ способны проявлять и активизирующее воздействие, особенно при развитии цементации меди на поверхности титана. Этот негативный эффект ослабевает в при-

сутствии окислителя-пассиватора, способствующего образованию защитной оксидной пленки на поверхности титана.

Наиболее коррозионно-опасными зонами внутренней поверхности автоклава являются участки элементов, охлаждаемые внешним хладагентом и являющиеся поверхностью конденсации. Образующийся конденсат растворяет компоненты парогазовой смеси, к тому же не содержит ингибиторов коррозии, присутствующих в технологической жидкой фазе.

3.1.3. Титан и его сплавы

Высокие механические свойства, хорошая устойчивость против коррозии и эрозии позволяет использовать титан и его сплавы в окислительных условиях при $T_{470-520}^0$ К. Для титана характерны низкая удельная плотность, хорошая обрабатываемость и свариваемость (в среде аргона). Все чаще находят применение сплавы, легированные редкими элементами: до 50% Ta, 15-30% Mo, 0,15% Pd, диффузионные покрытия палладием.

Титан обладает ограниченной коррозионной стойкостью в кислых растворах, особенно при высоких температурах. Однако, в окислительной атмосфере, в присутствии ионов-окислителей (Cu^{2+} , Fe^{3+} , Pt^{4+} , NO^{3-}) происходит глубокая его пассивация: титан покрывается оксидной пленкой (10-20 мкм), которая защищает его от дальнейшей коррозии, поэтому титан с успехом можно использовать как в сернокислых, так и в солянокислых средах.

Титан и его сплавы отличаются высокой стойкостью против питтинговой коррозии и сопротивлением к коррозионному растрескиванию. В присутствии ингибиторов (ионов-окислителей) скорость коррозии снижается. В хлорсодержащих средах титан вполне устойчив. Характер коррозии титана и его сварных швов однороден.

Поведение титана в растворах серной кислоты различно:

- сплавы серии ВТ, содержащие добавки олова, снижают коррозионную стойкость по сравнению с показателями для технического титана;
- наиболее коррозионно-стойкими оказались сплавы, легированные молибден, цирконием, хромом, ванадием;

- в 30% серной кислоте при 363⁰ К наименьшей стойкостью обладает кованный титан, при этом скорость коррозии швов, особенно при ручной сварке, в 2 раза больше, чем для основного металла;

- активному состоянию титана отвечает величина стандартного потенциала, равная $-(0,3+0,4)\text{В}$;

- в 16% растворе кислоты при $[\text{Fe}^{3+}] 0,2\text{г/дм}^3$ и $[\text{Cu}^{2+}] 1,5\text{г/дм}^3$ усиливается пассивация титана, а при $[\text{Ni}^{2+}] \leq 0,2\text{г/дм}^3$ она возрастает с увеличением содержания последнего и не зависит от присутствия NaCl (вплоть до 200 г/дм³);

- при 423 К, $P_{\text{O}_2}=1,0\text{МПа}$ скорость коррозии титана и его сварных швов не превышает 0,04 мм/год, что характерно для коррозионно-стойких материалов.

3.1.4. Практика антикоррозионной защиты автоклавов

Автоклавные операции, реализуемые с использованием агрессивных сред, при повышенных температурах определяют актуальность надежной защиты корпуса автоклава от коррозии. Автоклав является наиболее дорогостоящим аппаратом среди используемого оборудования автоклавного цеха, а большие объемы (до 500 м³) и избыточное давление (до 5-6МПа) могут стать источником серьезных разрушений в случае коррозии корпуса автоклава.

В промышленной практике реализованы два варианта защиты корпуса автоклава от коррозии – с помощью многослойной футеровки с использованием кислотоупорного кирпича и покрытие слоем титана. Выбор способа защиты определяется соображениями ее надежности, капитальными затратами, удобством обслуживания и необходимым сроком службы.

Идеология многослойной футеровки с использованием кислотоупорного кирпича предполагает защиту корпуса (обечайки) автоклава от контакта с агрессивной средой, защита его от эрозии пульповыми потоками, от температурного воздействия. При многослойной футеровке особой значение приобретают такие характеристики используемых материалов, как теплопровод-

ность, температурные коэффициенты линейного расширения стыкуемых слоев материалов. Рассогласованные их значения могут явиться причиной нарушения целостности футеровки вследствие коробления, растрескивания под влиянием образующихся механических напряжений из-за воздействия тепловых потоков.

Наиболее надежным и продолжительно используемым вариантом первого слоя защиты обечайки автоклава является гомогенное свинцевание поверхности или ее «обшивка» листовым свинцом. Толщина слоя свинцового покрытия составляет 3-6 мм, срок службы 5-15 лет. Его пропаривают при 100°С кислым раствором, чтобы предотвратить возможное «набухание» в реальных условиях. Температура у поверхности свинцового покрытия должна быть не более 80°С, иначе начинается его коробление. Как следствие, при реализации высокотемпературных операций (более 150-200°С) требуются более усиленный слой кирпичной футеровки (в 3 кирпича) с вытекающими последствиями (дополнительные затраты, возросшая масса автоклава, уменьшение его реакционного объема). Токсичность свинца и его соединений осложняют условия изготовления и обслуживания свинцовых покрытий.

Все большее распространение получают антикоррозионные покрытия из синтетических материалов (кислотоупорные резины, эластомеры, полиуретаны, изобутилены). Толщина их слоя 2-5 мм; при большей толщине возникает опасность их отслоения от поверхности обечайки при возникновении механических напряжений. Поэтому крайне важно учитывать температурный градиент (допустимая температура не более 90-120 °С), давление в автоклаве, а также неизбежное химическое «набухание синтетики» в случае контакта с раствором. В последние годы для подбора оптимального состава и профиля синтетических покрытий весьма результативными оказались приемы математического моделирования.

Чаще всего кирпичную футеровку укладываю в два-три слоя; используют кислотоупорный кирпич на основе диоксида кремния (70% SiO₂) и оксида алюминия (23% Al₂O₃). Замечено, что при содержании Al₂O₃ более 30%

проявляется его вымывание серной кислотой, приводящее к нарушению прочности кирпича.

Перегородки, отражательные ребра выкладывают из кирпича. Штуцеры - наиболее ответственная деталь на корпусе; их футеруют кирпичом по рольному свинцу или керамикой с подложкой из сплава инконеля по схеме многослойной изоляции.

В качестве связующего раствора используют смеси на основе глета (токсичность), жидкого стекла; более стойкой, вплоть до 175-200 °С, смеси на основе формальдегидных, фурановых смол с инертным наполнителем (сажа, диоксид кремния, барит) и присадкой отвердителя. Однако для них характерна усадка, что приводит к растрескиванию футеровки. Готовую футеровку проверяют на теплоудар (не менее пяти циклов: «нагрев до 450°С-охлаждение в воде 20°С»). Кирпичи должны адсорбировать не менее 5% воды; более плотные кирпичи менее стойки к воздействию тепловых ударов.

В процессе эксплуатации наиболее подвержен износу наружный кирпичный слой; при износе 50% его полностью заменяют. При сильной абразивности пульпы наружный слой выкладывают кирпичом на основе карбида кремния (до 90% SiC).

Огнеупорную футеровку ежегодно чистят, заменяют разрушенные участки, проводят расшивку швов жидким стеклом или фенолформальдегидными составами.

Кирпичная футеровка устойчива в кислой среде, к абразивному воздействию, исключается опасность пирофорности, но уменьшает реакционный объем автоклава.

Методом горячей прокатки, сварки взрывом с последующей термообработкой изготавливают биметаллические листы «сталь+антикоррозионный металл». В качестве последнего используют высоколегированные стали (защитные свойства могут оказаться недостаточными), тантал (дорог), чаще всего титан. Его оксидная пленка устойчива в агрессивных средах, противостоит и эрозии, и в ней в меньшей степени на

стыке образуются корки. Толщина титанового покрытия колеблется в пределах 3-8 мм. Используя технический титан (зарубежная марка TiGr-1), титан с добавкой 0,06% Pd (TiGr-17) или 0,2% Pd (TiGr-11). Если стоимость технического титана условно принять за единицу, то при добавлении палладия удорожание составляет 1,05 (при 0,06% Pd) и 1,12 (при 0,2%Pd). При прочностных расчетах обечайки титановое покрытие не учитывают. Перегородки, отражательные ребра изготавливают из титана.

На австралийских заводах, использующих сернокислотное выщелачивание оксидных никелевых руд, внутренняя поверхность автоклава для защиты от коррозии покрыта слоем титана толщиной до 10 мм. Нижнюю часть корпуса для защиты от эрозионного износа усиливают дополнительным листом из титанового сплава.

3.1.5. Обзор по коррозионной стойкости сталей и сплавов в разбавленной серной кислоте

Известно, что разбавленные растворы серной кислоты являются электролитом и действуют как неокислительная (восстановительная) среда, ионы которой способны разрушать оксидную пассивную пленку на поверхности ряда металлов, в частности, нелегированных сталей. При этом скорость коррозии материалов возрастает с увеличением концентрации кислоты и достигает максимума при $\text{CH}_2\text{SO}_4 \sim 40\%$. При дальнейшем повышении концентрации H_2SO_4 среда приобретает окислительный характер, на поверхности металлов начинается отложение нерастворимого в кислоте сульфата железа, что вызывает замедление скорости коррозии.

Окислительные свойства электролитов усиливаются при наличии в них растворенного кислорода. Давление ускоряет коррозию металлов в электролитах. Оно изменяет растворимость участвующих в процессе коррозии газов, в первую очередь кислорода, и влияет на разложение (гидролиз) продуктов коррозии (солей).

Наличие в электролите ионов хлора (сильного депассиватора) очень опасно для металлов, коррозионная стойкость которых обусловлена пассивным состоянием их поверхности, например, для нержавеющей сталей. Ионы хлора вызывают локальные, местные нарушения пассивной пленки, что приводит к опасному виду коррозионных разрушений – точечной (питтинговой) коррозии. Интенсивно развиваясь, питтинг достигает заметной глубины и нередко переходит в сквозное разрушение.

Отмечается благоприятное влияние никеля на сопротивление коррозии Fe – Ni сплавов в 5% H₂SO₄ при температуре кипения. Так при введении в железо 30% Ni скорость коррозии V_{кор} уменьшается с 45г/м²·час до 7 г/м² час, а при введении 50% Ni – до 3 г/м²·час (для времени испытаний t = 25часов).

Нержавеющие хромоникелемолибденовые стали, стойкие во многих агрессивных средах, обладают недостаточной коррозионной стойкостью в разбавленной H₂SO₄, как в неокислительной среде. При этом агрессивное воздействие кислоты с увеличением ее концентрации возрастает что показано в таблице 10.

Таблица 10

Зависимость глубины коррозионных повреждений *h* стали X20H6M2T (аналог стали 2205) от концентрации H₂SO₄ (T = T_{кип}, t = 220час)

Концентрация H ₂ SO ₄ , % масс.	H, мм/год *)
6%	4,2
10%	12
20%	250

*) для сталей $h = 1\text{мм/год} \approx V_{\text{кор}} = 1\text{г/м}^2\text{ час}$

При дополнительном легировании хромоникелевых и хромоникелемолибденовых сталей медью их коррозионная стойкость в разбавленной H₂SO₄ возрастает, что видно из рисунка 2.

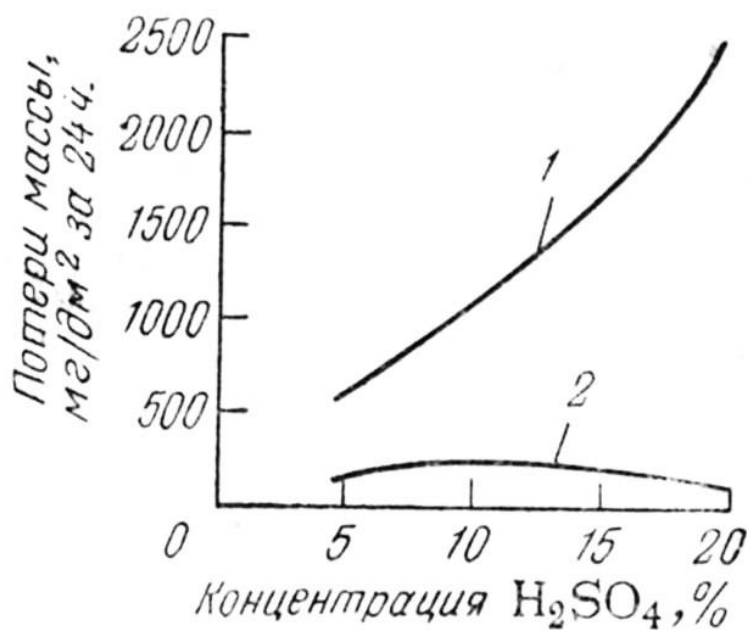


Рисунок 2 - Влияние содержания меди на стойкость стали типа 18-8 в серной кислоте различной концентрации: 1 – Cu = 0%; 2 – Cu = 2,45%

Так при введении в состав стали 1X20H25M3C3 1-2% меди скорость коррозии ее в 50% серной кислоте уменьшается с 47,5 до 0,04 г/м² час, т. е. в 100 раз. В связи с этим для неокислительных сред, в том числе и разбавленной H₂SO₄, были разработаны специальные стали с повышенным содержанием никеля, хрома и молибдена, дополнительно легированные медью, обладающие повышенной коррозионной стойкостью. Сравнительную стойкость хромоникелевых и хромоникелемолибденовых, в том числе и медьсодержащих, сталей в серной кислоте различной концентрации и температуры иллюстрирует рисунок 3.

Из одной из таких хромоникелемолибденомедных сталей – 06ХН28МДТ (ЭИ943) изготавливается аппаратура, в которой может находиться серная кислота любой концентрации при температурах до 80°C. В этих условиях скорость коррозии не превышает 0,1мм/год, сталь не имеет склонности к межкристаллитной коррозии.

При более высоких температурах коррозионная стойкость стали ЭИ943 снижается. Так при T = T_{кип} 10% H₂SO₄ (t = 500час) глубина корро-

зионных повреждений стали возрастает до 0,5мм/год. При этом, в присутствии таких восстановителей как H_2S , сталь корродирует с еще большей скоростью. При наличии в сернокислой среде ионов хлора эта сталь подвергается точечной коррозии. Сообщается, что при производстве никелевого сульфата в среде, содержащей 400г/л H_2SO_4 , при $105^{\circ}C$ отмечались случаи растрескивания конструкций из стали ЭИ943.

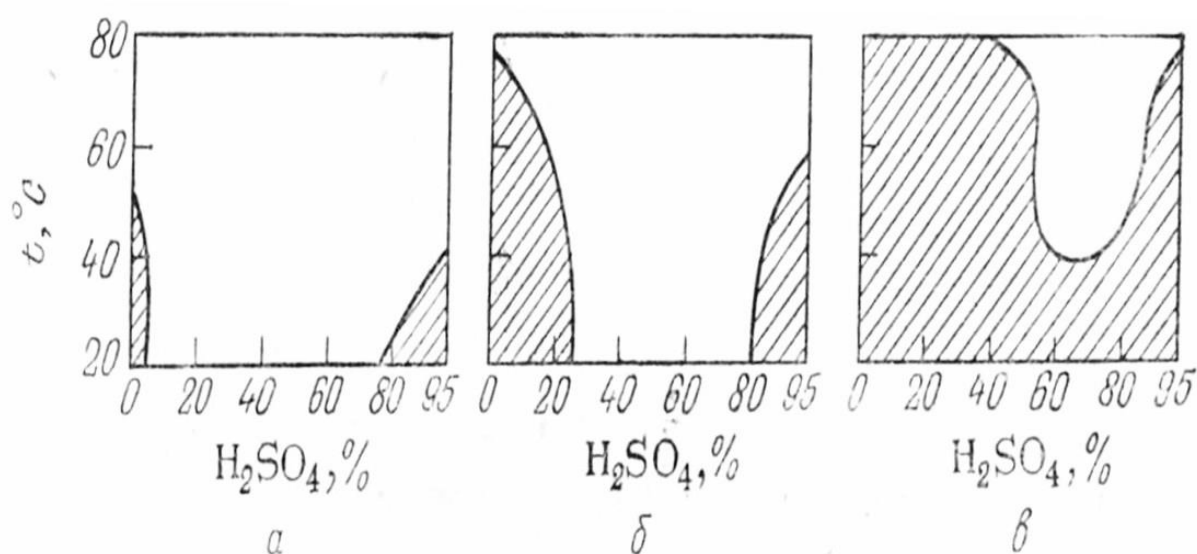


Рисунок 3 - Стойкость различных марок хромоникелевых сталей в серной кислоте при различных температурах (заштрихованная площадь на рисунке соответствует скорости коррозии менее 0,1 мм/год):

a - сталь X18H9; *б* - сталь X18H12M2 (2%Mo); *в* - сталь X18H18M2D2 (2%Mo и 2%Cu)

По результатам исследований, наиболее коррозионно стойкими конструкционными металлическими материалами в растворах серной кислоты в воде при температуре кипения являются сплавы на основе никеля, легированные молибденом, типа хастеллой В – отечественный аналог сплав Н70М27 (ЭП495)) или молибденом и хромом типа хастеллой С – отечественный аналог сплав Х15Н55М16В (ЭП375). Так, глубина коррозионных повреждений сплава ЭП375 в 10% H_2SO_4 при $T = T_{кип}$ ($t = 500$ часов) равна 0,3мм/год.

Таким образом, наиболее коррозионно активной средой всего технологического процесса автоклавного выщелачивания золотосодержащего сы-

рья является серноокислая среда стадии выщелачивания. Для этой, как и для других стадий процесса в качестве современных конструкционных материалов реактора могут быть рекомендованы:

- сплав incoly 625, коррозионностойкий сплав на никель-хромистой основе;

- сталь 2205, дуплексная нержавеющая сталь ферритно-аустенитного класса;

- сталь 904L, нержавеющая сталь аустенитного класса, как металлы, окисляющиеся в жидкой и газовой фазах серноокислой среды со скоростью не более 0,1 мм/год (весьма стойкие). Из этих материалов оптимальной для применения является сталь 904L (аналог ЭИ 943), как наименее дорогой материал, имеющий наивысшую коррозионную стойкость (0,001мм/год) среди испытанных сталей и сплавов. Ниже в таблице №11 и таблице № 12 приведен химический состав представленных материалов, а также приведен состав марок сплавов разных стран близких по составу к рекомендованным материалам.

Таблица 11.

Химический состав материалов

Образец	Наименование материала	Химический состав, %													
		C	Ni	Cr	Mo	Mn	N	P	S	Si	Nb	Cu	Ti	Al	Co
2205	S32205	0,30 max	4,50- 6,50	22,0- 23,0	3,00- 3,50	2,00 max	0,14- 0,20	0,030 max	0,020 max	1,00 max	-	-	-	-	-
	S31803	0,30 max	4,50- 6,50	21,0- 23,0	2,50- 3,50	2,00 max	0,08- 0,20	0,030 max	0,020 max	1,00 max	-	-	-	-	-
904L	N08904	0,02 max	23,0- 28,0	19,0- 23,0	4,0- 5,0	2,00 max	-	0,045 max	0,035 max	1,00 max	-	1,0- 2,0	-	-	-
Incoly 625	Inconel 625	0,10 max	58,0 min	20,0- 23,0	8,0- 10,0	0,50 max	-	0,015 max	0,015 max	0,50 max	3,15- 4,15	-	0,4 max	0,40 max	1,0 max
	Incoloy 825	0,05 max	38,0- 46,0	19,5- 23,5	2,5- 3,5	1,0 max	-	-	0,03 max	0,5 max	-	1,5- 3,0	0,6- 1,2	0,2 max	-

Таблица 12.

Химический состав аналогичных сплавов других стран

Образец	США	Россия	Европа	Германия
2205	S32205	~ 03X22H5AM2	1.4462	X2CrNiMoN22-5-3
	S31803			
904L	N08904	~ 06XH28МДТ (ЭИ 943)	1.4539	X1CrNiMoCu25-20-5
Incoly 625	Inconel 625	~ ХН75МБТЮ	2.4856	Нет данных
	Incoloy 825	~ ХН38ВТ	2.4858	Нет данных

4 БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ПРОЕКТА

Передел автоклавного выщелачивания относится к производству повышенной опасности. Одной из потенциальных опасностей является взрыв в связи с наличием большого количества аппаратуры, работающей под давлением (автоклавы, сепараторы, самоиспарители, насосы, паропроводы) [8]

4.1. Электробезопасность

Электробезопасность – это система организационных и технических мероприятий и средств, обеспечивающих защиту людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля и статического электричества [9]

В целях предупреждения взрыва установлены манометры и конденсатоотводчики. Контроль температуры осуществляется термометрами и электронными потенциометрами. Все сосуды, работающие под давлением, подвергаются гидравлическому испытанию и регулярному контролю.

При работе технологического, электрического и подъемно-транспортного оборудования участка существует ряд объективных причин, вызывающих несчастные случаи на производстве, профессиональные заболевания и травматизм, связанные с данным технологическим режимом. К ним относятся:

1. поражения электрическим током при соприкосновении с токоведущими частями при коротком замыкании и пробое изоляции;
2. поражения и травмы от горячего оборудования и материала.

1 Для защиты людей от поражения электрическим током при повреждении изоляции предусматривается заземление изоляции трансформаторов, каркасов щитов, кабельных конструкций. [10]

Все металлические нетоковедущие части электрооборудования, нормально не находящиеся под напряжением, должны быть присоединены к се-

ти заземления защитным проводником. В качестве защитных проводников используются нулевые жилы питающих кабелей, кабельные конструкции.

В кабельном этаже предусмотрено автоматическое пожаротушение и пожарная сигнализация, в ПСУ и камерах трансформаторов-автоматическая пожарная сигнализация.

4.2. Пожарная безопасность

При устройстве предприятий и цехов необходимо осуществлять большой комплекс мероприятий по противопожарной безопасности [11]

Ответственность за соблюдение необходимого противопожарного режима и своевременное выполнение противопожарных мероприятий возлагается на руководителя предприятия и начальников цехов. Ответственные за пожарную безопасность на отдельных участках назначаются приказом руководителя предприятия. Все трудящиеся при поступлении на работу проходят первичный и повторный (на рабочем месте) инструктаж о мерах пожарной безопасности по утвержденной программе [11]

Степень пожарной опасности технологического процесса зависит от пожарной опасности твердых веществ и материалов, а также химических реагентов. На характеристике обращающихся в производстве веществ основывается определение категории опасности производства [12] Выбор категории производится по [13].

Степень огнестойкости здания зависит от степени возгораемости и предела огнестойкости, основных его конструкций. Здания и сооружения имеют I степень огнестойкости. В связи с этим здание изготовлено из кирпича, бетона, железобетона; на случай эвакуации делают специальные не менее 0,8 м по ширине и 2 м по высоте выходы из участка.

Причинами возникновения пожара могут быть: недостатки в строительных конструкциях, сооружениях, планировке помещений, устройстве коммуникаций, нарушение режимов технологических процессов, неправильное ведение работ, неосторожность и небрежность персонала. Пожарную опасность представляют электрические устройства в случае перегрузки про-

водов или короткого замыкания. Во многих технологических процессах для защиты от пожара необходимы специальные автоматические устройства, которые позволяют исключить неправильное включение аппаратов [8]

На проектируемом предприятии предусмотрена автоматическая система пожарной сигнализации, включающая в себя следующие основные элементы: датчики-извещатели, приемная станция, линии связи. Все производственные помещения оборудованы внутренним пожарным водопроводом, который рассчитан на подачу необходимого для тушения пожара количества воды (в соответствии с нормами) под соответствующим напором в течении 3 часов. Также для тушения пожаров имеются первичные средства пожаротушения согласно [14]

4.3. Охрана труда

К обслуживанию оборудования на переделе «выщелачивание» допускаются лица, знающие и точно выполняющие Правила по технике безопасности для рабочих данной профессии. В период обучения рабочие допускаются к работе только вместе с опытными рабочими и под их руководством [15]

Рабочие, поступающие на работу, получают вводный инструктаж по технике безопасности в отделе техники безопасности. Вновь принятые или переведенные из одного цеха (участка) в другой на работу по своей специальности, перед допуском к работе непосредственно на рабочем месте получают инструктаж по технике безопасности. Инструктаж проводит мастер или лицо, его заменяющее [16]

К самостоятельной работе принятые рабочие допускаются только после обучения их безопасным методам работы и стажирования на рабочем месте, а также проверки их знаний по технике безопасности специальной комиссией. Результаты инструктажа и проверки знаний заносятся в личную карточку рабочего или журнал проведения инструктажей.

Обслуживающий персонал обеспечивается защитной спецодеждой, спецобувью и индивидуальными предохранительными средствами, а на участках необходимой аптечкой для оказания первой медицинской помощи.

В отделениях выщелачивания метеорологические условия соответствуют санитарным нормам для производственных помещений со значительными тепло- и влаговыделениями. На рабочих площадках установлены воздушные души, незадуваемые аэрационные фонари.

В помещении, где расположены автоклавы, располагаются не менее четырех выходов (два внизу и два наверху на тех же отметках). На рабочих площадках предусматриваются фонтанчики для промывки глаз (наибольшее расстояние до фонтанчика не должно превышать 50м) [16], [17]

Все обслуживающие площадки, расположенные на высоте более 0,6 м от поверхности пола, переходные мостики, зумпфы и лестницы ограждаются перилами высотой 1,0 м со сплошной обшивкой по низу на высоте не менее 0,14 м. Лестницы к площадкам постоянного обслуживания имеют уклон 45°, а периодического обслуживания-60°. Ширина проходов между оборудованием не менее 1,0 м, а для оборудования с интенсивным тепловыделением-не менее 1,5 м.

При обслуживании машин и механизмов требуется строго соблюдать необходимые меры безопасности.

Действия эксплуатационного персонала в случае возникновения аварийной ситуации определяются технологическими инструкциями, составленными на каждом предприятии с учетом конкретных его особенностей. При обнаружении неисправности оборудования (или сооружения), угрожающей безопасности людей или препятствующей нормальной их работе, каждый работник обязан принять меры для быстрого устранения неисправности. Во всех случаях, когда возникает угроза жизни или здоровью людей из-за возможности аварии оборудования, каждый работник обязан принять все меры к немедленной остановке находящихся в аварийном состоянии машин и механизмов.

Микроклиматические условия на рабочих местах определяются интенсивностью теплового облучения, температурой воздуха, относительной влажностью и скоростью движения воздуха, температурой поверхности. Климатические параметра воздуха рабочей зоны существенно влияют на состояние работающих и производительность труда [18]

В производственных условиях при выщелачивании платиносодержащих концентратов возникает опасность воздействия на организм использующихся в технологическом процессе химических веществ и материалов. Для разработки мероприятий по обеспечению безопасности необходимо знать характеристику опасных веществ: степень опасности, ПДК, физико – химические свойства, пути проникновения в организм. Санитарные нормы проектирования предприятий [19] устанавливают гигиенические нормативы в виде предельно допустимых концентраций вредных паров, аэрозолей в воздухе рабочей зоны производственных помещений.

На действующем переделе концентрация газов в атмосферном воздухе постоянно удерживаются в пределах соответствующих ПДК за счет проведения следующих мероприятий:

- герметизация оборудования, работающего под давлением, а также трубопроводов;
- приточно – вытяжной вентиляцией;
- установление местной вентиляции.

К мероприятиям по снижению выделений вредных аэрозолей относятся:

- контроль за герметизацией трубопроводов, по которым подается серная кислота;
- своевременное принятие мер по устранению нарушений в работе (с использованием средств автоматизации).

В отделении автоклавного выщелачивания основной шум возникает от больших скоростей потоков газа и воздуха, поступающих в автоклавы, сепараторы и т.д. под давлением (аэродинамический шум). Так как процесс авто-

клавного выщелачивания непрерывный, обслуживающий персонал подвергается воздействию шумов в течение всей смены.

На рабочих местах, где уровень шума превышает ПДУ, установленный санитарными нормами, необходимо принять меры для его уменьшения до допустимого уровня. Если по существующей технологии этого сделать нельзя, то на производстве предусматривается система профилактических мероприятий по охране работающих путем изменения режима труда и отдыха, а также снабжение работающих средствами индивидуальной защиты (шумозащитные наушники, шлемы, заглушки), которые обеспечивают ослабление шума до нормируемого уровня [20]

Согласно санитарным нормам [21] определяются предельно допустимые параметры вибраций на рабочем месте в зависимости от частоты. К этим параметрам относятся: скорость колебаний, амплитуда перемещения и т.д. Измерение вибраций производится виброметрами. В качестве защиты от вибраций применяются:

1. Уменьшение вибраций в источнике их возникновения (замена ударных механизмов безударными, применение шестерен соспециальными вдами зацеплений, повышение класса точности обработки, балансировка и т.д.)
2. Отстройка от режима резонанса путем рационального выбора массы или жесткости колеблющейся системы.
3. Виброизоляция (применение прокладок из резины, пружины и т.д.)
4. Динамическое гашение колебаний – присоединение к защищаемому объекту дополнительно колеблющейся массы, работающей в противофазе с основной возмущающей силой.
5. Вибропоглощающие покрытия из фетра, войлока, резины, пластмассы, мастики и т.д.
6. Индивидуальные средства защиты.
7. Медико-профилактические мероприятия.

4.4. Организация охраны труда при работе автоклава

Автоклавные технологии относятся к производствам повышенной опасности в связи с применением повышенных температур и давлений взрыво-, пожароопасных и токсичных газов. Конструкция автоклавов регламентируется требованиями [22] (для аппаратов, изготовленных из титановых сплавов) Автоклавы должны удовлетворять требованиям целевых стандартов а также , утвержденной Госгортехнадзором типовой конструкции

Конструкция помещения должна обеспечивать движение взрывной волны в безопасном направлении, для чего предусматриваются или повышенные размеры застекления в стене соответствующего направления, или крыша в легком исполнении.

Помещение автоклавного отделения должно быть оборудовано отоплением и вентиляцией в соответствии с требованиями [23] Электрооборудование автоклавов и вспомогательного оборудования выполняет в соответствии с [24]Автоклавы оснащены обособленными заземляющими устройствами, выполненными в соответствии с требованиями ПУЭ и [25]

Автоклавы, работающие с взрыво- и пожароопасными газами, располагают в отдельном одноэтажном помещении с интенсивной вентиляцией, а также, предусматривает непрерывный контроль содержания газов в атмосфере помещения и аварийная сигнализация при превышении безопасной их концентрации.

Автоклавные батареи непрерывного действия снабжаются: устройствами, автоматически выключающими питающий насос при превышении разрешенного давления в батарее;

предохранительной пластиной или другими предохранительными устройствами прямого действия; обратным клапаном между автоклавами и подогревателями;

-термометрами с хорошо видимой шкалой и ценой деления 1 °С.

Эксплуатация аппаратов без контрольно-измерительных приборов и предохранительных устройств запрещается [26] Расстояние между выступающими частями автоклавов в линии предусмотрено не менее 1 м.

Горячие поверхности оборудования, паропроводы и технологические трубопроводы должны быть теплоизолированы специальными материалами. Температура наружных поверхностей изоляции по стандартам не превышает 45°. Теплоизлучающее оборудование расположено таким образом, чтобы его удобно было обслуживать и надежно проветривать.

Для отбора проб автоклавной пульпы применяются специальные пробоотборники, исключающие порыв перегретой жидкости. Перед вскрытием люков автоклавов необходимо их разгрузить и удостовериться, что давление в автоклаве понизилось до атмосферного. Допуск рабочих внутрь автоклава или другого аппарата разрешен только после охлаждения его до 40°С и оформления наряда-допуска;

- на паровой и растворной линиях при этом должны быть поставлены заглушки.

Проходы между насосами с учетом их обвязки должны быть не менее 0,8 м, а расстояние от выступающих частей насоса до строительных конструкций - не менее 1,0 м. Перед пуском насоса все предохранительные ограждения движущихся частей должны быть установлены и закреплены на своих местах. До разборки насоса на ремонт следует убедиться в отключении насоса от системы электроснабжения, в отсутствии давления жидкости и исправности арматуры.

Администрация предприятия обязана содержать сосуды в соответствии с требованиями, обеспечивая безопасность обслуживания, исправное состояние и надежность работы. Обслуживание сосудов может быть поручено лицам, достигшим восемнадцати лет, прошедшим производственное обучение, аттестацию квалификационной комиссией и инструктаж по безопасному обслуживанию сосудов.

Аппарат, работающий под давлением, должен быть остановлен в случаях, предусмотренных в инструкции.

Эксплуатация сосуда запрещается, если истек срок очередного освидетельствования или выявлены дефекты, угрожающие надежной и безопасной работе сосуда, о чем должна быть произведена запись в паспорте с указанием причины запрещения эксплуатации.

4.5. Охрана окружающей среды

Процесс автоклавного выщелачивания сульфидных золотосодержащих концентратов считается наиболее экологичным методом переработки упорных руд и вследствие незначительного количества образующихся загрязняющих отходов.

Абгаз, выделяющийся при процессе выщелачивания содержит кислород, азот и пары воды. Кек, содержащий сконцентрированные платиновые металлы полностью поступает на следующую стадию переработки - о кислительный обжиг; раствор, содержащий цветные металлы, поступает в медно-никелевое производство.

В местах слива растворов и удаления твердой фазы из автоклава должны быть предусмотрены устройства, исключающие попадание вредных веществ в рабочую зону и проливы на пол.

Абгазы из автоклавов выщелачивания охлаждаются для улавливания аэрозолей, пропускают через ионитовые фильтры. Дренажные растворы, технологические проливы промывки после санитарной уборки, промывки, используемые при обработке и обезжиривании аппаратуры, трубопроводов и арматуры, сбрасываются в общую технологическую канализацию и обезвреживаются на локальных или централизованных очистных сооружениях.

При автоклавном вскрытии упорных руд и концентратов золотосодержащие сульфиды должны быть полностью окислены до сульфат-иона. Стехиометрический расход кислорода колеблется от 30-60 м³ на 1 т твердого при выщелачивании руд до 300-600 м³ на 1 т твердого при выщелачивании концентратов. Фактический расход технологического кислорода зависит также

от степени его использования и может существенно превышать эти величины.

Пульпа флотоконцентрата подвергается кислотной обработке (декарбонизации) в трех гуммированных (из нержавеющей стали) реакторах с пневмомеханическим перемешиванием. Обработка ведется частью автоклавного раствора. Для отдувки выделяющегося диоксида углерода предусмотрен барботаж пульпы воздухом.

Отмытый кек с фильтр-прессов направляется на сухое складирование. Достаточная стабильность во времени и невысокая растворимость мышьяк содержащих осадков позволяют их сбрасывать в открытое хвостохранилище [27]

Отфильтрованный и промытый автоклавный остаток с фильтра шнеком загружается в каскад гуммированных (из нержавеющей стали) реакторов с механическим перемешиванием для нейтрализации. Для репульпации используются оборотные воды хранилища хвостов цианирования и верхний слив сгустителя. Нейтрализация ведется известью и известковым молоком. Полученная пульпа передается на извлечение золота в процесс *CIL*.

Кислые промывные водысодержащие железо, мышьяк и примеси других металлов, с фильтров и нейтрализуются в каскаде гуммированных (из нержавеющей стали) реакторов с механическим перемешиванием. Нейтрализация ведется известью и известковым молокомили содержащими карбонаты хвостами флотации. Металлы при этом осаждаются в виде гидроксидов, а мышьяк — в виде аморфного основного арсената железа переменного состава $FeAsO_4 \cdot Fe(OH)_3$. Растворимость мышьяка из этого соединения зависит от молярного отношения в нем железа к мышьяку; при $Fe:As > 4,0$ растворимость мышьяка в широком интервале pH не превышает $0,25-0,5$ мг/дм³. Полученная пульпа разгружается в сгуститель из углеродистой стали.

Сгущенный продукт подается на репульпацию кислым автоклавным раствором в реактор, а верхний слив используется для промывки кека на фильтрах и репульпации остатка выщелачивания.

При гидрометаллургической переработке исходного флотоконцентра-та образуются отработанные растворы и пульпа ($\sim 2 \text{ м}^3/\text{т}$), в которых концен-трируются не имеющие коммерческой ценности компоненты. Отработанные растворы рекомендуется захоранивать в специальном накопителе промотхо-дов, обеспечивающем их изоляцию от окружающей среды[28]

Учитывая характер местности целесообразно построить гидроизоли-рованную карту-солеиспаритель, обеспечивающую ежегодную переработку за счет естественного испарения до 0.7 м^3 раствора с каждого квадратного метра поверхности карты.

Однако складирование токсичных промышленных отходов требует принятия специальных мер по защите окружающей среды [29] т.е. конструк-ция хранилищ должна предотвращать распространение загрязненных ве-ществ в окружающую среду. Поэтому хранилище необходимо снабдить пол-ностью непроницаемым покрытием. Постоянное попадание дождевых вод в хранилище может привести к растворению целого ряда загрязняющих ве-ществ, а избыток кислорода к окислению некоторых элементов, после чего тяжелые металлы становятся мобильными. Достаточно безопасное складиро-вание может быть обеспечено за счет физической изоляции грунта, т.е. со-здания противодиффузионного экрана между складировемым материалом и окружающей средой. Материал противодиффузионных экранов таких хра-нилищ должен отвечать повышенным требованиям, в том числе:

- инертностью и устойчивостью по отношению к агрессивному воз-действию химически активных и токсичных веществ;
- долговечностью;
- он должен полностью исключить фильтрацию и диффузию складиро-емых отходов и их химических составляющих.

Наиболее эффективными и технологичными являются экраны из поли-мерных мембран на основе полиэтилена высокой и низкой плотности.

Мембраны на основе полиэтилена обладают оптимальным сочетанием физико-механических характеристик, позволяющих наиболее полно использо-

вать все ее качества[30]

Противофльтрационные материалы долговечны, стойки по отношению к концентрированным щелочам и кислотам (возможно применять их для хранения жидкостей с рН от 0,5 до 14), а также по отношению к насекомым, грызунам и бактериям.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Можно заключить, что наиболее коррозионно активной средой всего технологического процесса автоклавного выщелачивания золотосодержащего сырья является серноокислая среда стадии выщелачивания. Для этой, как и для других стадий процесса в качестве современных конструкционных материалов реактора могут быть рекомендованы:

- сплав incoly 625, коррозионноустойчивый сплав на никель-хромистой основе;

- сталь 2205, дуплексная нержавеющая сталь ферритно-аустенитного класса;

- сталь 904L, нержавеющая сталь аустенитного класса;

как металлы, окисляющиеся в жидкой и газовой фазах серноокислой среды со скоростью не более 0,1 мм/год (весьма стойкие). Из этих материалов оптимальной для применения является сталь 904L (аналог ЭИ 943), как наименее дорогой материал, имеющий наивысшую коррозионную стойкость (0,001мм/год) среди испытанных сталей и сплавов. Ниже в таблице № и таблице № приведен химический состав представленных материалов, а также приведен состав марок сплавов разных стран близких по составу к рекомендованным материалам.

В разделе «Безопасность жизнедеятельности» выполнен анализ опасных факторов на переделе выщелачивания, а так же анализ профзаболеваний и травматизма. Обработаны статистические данные по несчастным случаям и причинам производственного травматизма. Установлено, что наиболее частой причиной производственного травматизма является нарушение правил безопасности, а наиболее частыми поражающими факторами являются поражение электрическим током и поражения и травмы от горячей поверхности оборудования. Так же были проанализированы мероприятия по безопасности при работе на переделе автоклавного выщелачивания и санитарно-бытовые нормы при работе в цеху. Оценка факторов рабочей среды и трудо-

вого процесса является одним из важных этапов повышения безопасности труда. Выполнен расчет освещенности рабочих мест в соответствии со СНиП 23-05-95. Определена категория опасности производства, которая основывается на характеристике обращающихся в производстве веществ. Отделению выщелачивания присвоена категория «Г». Так же был проведен анализ потенциально возможных чрезвычайных ситуаций, и разработан план ликвидации аварии.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. И. Н. Плаксин Избранные труды Обогащения полезных ископаемых
Издание: Наука, Москва, 1970 г., 613 стр., УДК: 622.7:081.3
2. И. В. Фоменко, П. В. Зайцев, М. А. Плешков, Л. В. Чугаев, Ю. М. Шнеерсон. Покровский узел окисления под давлением (РОХ) / П. В. Зайцев, Ю. М. Шнеерсон, В. К. Федоров, О'Каллаган Дж., Хаакана, Т. и Каартти, А. // Материалы золотой сессии ALTA 2013. - 2013. - С. 33–71.
3. Автоклавная пилотная установка для проведения полупромышленных испытаний по окислению сульфидных флотационных концентратов золотосодержащих руд. Цветные металлы 2012, 2012 С. И. Лях, М. В. Клементьев, Я. М. Шнеерсон
4. Возможность безопасной эксплуатации титановых сплавов в кислородсодержащей среде при автоклавном выщелачивании сульфидных минералов. Цветные металлы, №12, 2011 Болобов В. И., Шнеерсон Я. М., Лапин А. Ю
5. Федотов К.В. Проектирование обогатительных фабрик. / К.В. Федотов. – М.: изд. Горная книга, 2012. – 268 с.
6. ГОСТ № 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов». – 258 с.
7. Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: справ.пособие / А.В. Фатьянов, Л.Г. Никитина. - Чита: Изд-во ЧитГУ, 2004. - 111 с.
8. Федеральный Закон №116-ФЗ от 21.07.1997 – «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». – 1997. – 345 с.
9. ГОСТ Р 12.1.019-2009 ССБТ. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты. – Введ. 2011-01-01. –М.: Стандартинформ, 2010. – 32 с.

10. ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – Взамен ГОСТ 12.1.004-85; введ. 01.07.92. Министерство внутренних дел СССР. – М.: Стандартиформ, 2006. – 2 с.

11. ГОСТ 12.0.230-2007. Система стандартов безопасности труда. Системы управления охраной труда. Общие требования; введ. 30.06.2009. – М., 2009

12. Фатьянов, А.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб.пособие/ А.В. Фатьянов. - Чита: Изд-во ЧитГТУ, 2003. - 300 с.

13. Нормы пожарной безопасности 105-95

14. ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. – Взамен ГОСТ 12.1.004-85; введ. 01.07.92. Министерство внутренних дел СССР. – М.: Стандартиформ, 2006. – 2 с.

15. ГОСТ 12.0.230-2007. Система стандартов безопасности труда. Системы управления охраной труда. Общие требования; введ. 30.06.2009. – М., 2009

16. Денисенко, Г.Ф. Охрана труда / Г.Ф. Денисенко. – М., Высшая школа, 1985. – 213 с.

17. ГОСТ № 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов». – 258 с.

18. ГОСТ 12.1.005-88. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны. – Взамен ГОСТ 12.1.005-76; введ. 01.01.89. - Москва: Министерством здравоохранения СССР - М. :Стандартиформ, 2008. – 2 с.

19. СНиП 245-71

20. 65-СП 51.13330.2011. Защита от шума. – введ. 20.05.2011. М. : ОАО «ЦПП», 2010. – 1с.

21. ГОСТ 12.1.012-90 Система стандартов безопасности труда

22. ГОСТ-26-11-06-85 Сосуды и аппараты сварные из титана и титановых сплавов.

23. СНиП 2.04.05-91 “Отопление, вентиляция и кондиционирование”

24. Правила устройства электроустановок (ПУЭ) и ГОСТ 12.1.019-79
25. ГОСТ 12.4.124-83 Система стандартов безопасности труда
26. Правила устройства и безопасной эксплуатации сосудов, работающих под давлением
27. ГОСТ № 11-549-03 «Правила безопасности в производстве благородных металлов, сплавов и их полуфабрикатов». – 258 с.
28. ГОСТ Р 56063-2014 Производственный экологический мониторинг. – М. Росстандарт, 2015. – 32с.
28. ГОСТ 17.5.1.01-83 «Охрана природы. Рекультивация земель. [Ресурсосбережение. Обращение с отходами.](#) – М. Росстандарт, 1984. – 33с.
29. ГОСТ 17.5.3.04-83 Охрана природы (ССОП). Земли. Общие требования к рекультивации земель. – М. Росстандарт, 1983. – 8 с.
30. ГОСТ 30772-2001 [Ресурсосбережение. Обращение с отходами.](#) – М. Росстандарт, 2002. – 30 с

